

ENCYCLOPÉDIE CHIMIQUE

PUBLIÉE SOUS LA DIRECTION DE

M. FREMY

Membre de l'Institut, professeur à l'École polytechnique, directeur du Muséum

Membre du Conseil supérieur de l'instruction publique

PAR UNE RÉUNION

D'ANCIENS ÉLÈVES DE L'ÉCOLE POLYTECHNIQUE, DE PROFESSEURS ET D'INDUSTRIELS

ET NOTAMMENT DE

MM. ARSON et AUDOUIN, ing. en chef des travaux chim. à la Compagnie parisienne du gaz
H. BECQUEREL, répétiteur à l'École polytechnique; BERTHELOT, sénateur, membre de l'Institut
BOUILHET, ing. dir. de la maison Christofle; M. BOURGEOIS, répétiteur à l'École polytechnique
BRESSON, ancien directeur des mines et mines de la Société antichimie des chimistes de fer de l'État
BOURGOIN, professeur à l'École de pharmacie; BOUTAN, ingénieur des mines
CAMUS, directeur de la Compagnie du gaz; Au. CARNOT, directeur des études de l'École des mines;
CHARPENTIER (Paul), ingénieur-chimiste expert, essayeur à la Monnaie
CHASTAING, pharmacien en chef de la Pitié; CLÈVE, prof. à l'Université d'Upsal; CUMENGE, ingén. en chef des mines
CURIE (J.), maître de conférences à la Faculté des sciences de Montpellier; DEBIZE, ingénieur en chef des manuf. de l'État
DEBRAY, membre de l'Institut; DECAUX, directeur des teintures des manuf. de l'État
DERÉRAIN, membre de l'Institut, professeur au Muséum
DITTE, professeur à la Faculté des sciences de Caen; DUBREUIL, président de la chambre de commerce à Limoges
DUCLAUX, prof. à l'Institut agronom.; DUPRE, s.-dir. du labor. municipal; DUQUESNAY, ing. des manuf. de l'État
EUVERTE, directeur des forges de Terre-Noire; Du FORCHAND, docteur des sciences; FUCHS, ing. en chef des Mines
GARNIER, professeur à la Faculté de médecine de Nancy
GAUDIN, ancien élève de l'École polytechnique, prof. de chimie; GIRARD, directeur du laboratoire municipal
L. GODEFROY, professeur à l'École libre des hautes-études; L. GRUNER, inspecteur général des mines
Ch.-Er. GUIGNET, ancien élève et répétiteur à l'École polytechnique, professeur de chimie
GUNTZ, maître de conf. à la Fac. des sciences de Nancy; HENRIVAUX, direc. de la manufact. des glaces de Saint-Gobain
JOANNIS, maître de conférences à la Faculté des sciences de Bordeaux; JOLY, maître de conférences à la Sorbonne
JOULIE, pharmacien en chef de l'hospice Dubois; JUNGLEISCH, professeur à l'École de pharmacie
KOLB, administrateur de la Société des manufactures de produits chimiques du Nord
LEIDIE, pharm. en chef de l'hôpital Necker; LEMOINE, ing. en ch. des ponts et chaussées, exam. à l'École polytechnique
LODIN, ing. des mines; MALLARD, prof. à l'École des mines; MARGOTTET, prof. à la Faculté des sciences de Dijon
MARGUERITE, prés. du conseil d'admin. de la compagnie paris. de gaz
MATHEY, dir. des houillères de Bancy; MEUNIER (STANISLAS), aide-natur. au Muséum; MOISSAN, agrégé à l'Éc. de pharm.
MOUTIER, examinateur de sortie à l'École polytechnique
MUNTZ, professeur, directeur des laboratoires à l'Institut agronomique; NIVOIT, prof. à l'École des ponts et chaussées.
ODENT, anc. élève de l'École polytechnique; OGIER, dir. du laboratoire de toxicologie à la préfecture de police
PABST, chimiste principal au laboratoire municipal; PARMENTIER, prof. à la Faculté des sciences de Montpellier
PÉCHINEY, directeur des usines de produits chim. du midi; PÉRSOZ fils, directeur de la condition des soies
POMMIER, industriel; PORTES, pharm. en chef de l'hôpital de Lourdes; PRUNIER, prof. à l'École de pharmacie
RIBAN, directeur du laboratoire de la Sorbonne; ROSWAG, ingénieur civil des Mines
ROUSSEAU, s.-dir. du laboratoire de chimie de la Sorbonne; SABATIER, prof. à la Faculté des sciences de Toulouse
SABRAU, professeur à l'École polytechnique; SCHLAGDENHAUFFEN, dir. de l'École de pharmacie de Nancy
SCHLÖSSING, prof. au Conservatoire des arts et métiers; SOREL, anc. ingén. des manuf. de l'État
TERREIL, aide-naturaliste au Muséum; TERQUEM, professeur à la Faculté de Lille
URBAIN, répétiteur à l'École centrale des arts et manufactures; VERNERIL, professeur de chimie
VIEILLE, ing. des poudres et salpêtres; VILLIERS, agrégé à l'École de pharm.; VINCENT, prof. à l'École centrale
VIOLE, prof. à la Faculté des sciences de Lyon; WELDON, membre de la Société royale de Londres
WICKERSHEIMER, ingénieur en chef des mines, etc.

TOME V

APPLICATIONS DE CHIMIE INORGANIQUE. — 2^e SECTION. — INDUSTRIES CHIMIQUES

2^e PARTIE. — MÉTALLURGIE

NICKEL ET COBALT

Par M. A.-M. VILLON

Ingénieur-Chimiste. — Professeur de technologie chimique.

PARIS.

V^{ie} CH. DUNOD, ÉDITEUR,

LIBRAIRE DES CORPS NATIONAUX DES PONTS ET CHAUSSÉES, DES MINES

ET DES TÉLÉGRAPHES,

49, Quai des Augustins, 49.

1891



MÉTALLURGIE DU NICKEL ET DU COBALT

Par M. A.-M. VILLON

Ingénieur-Chimiste. — Professeur de Technologie chimique.

MÉTALLURGIE DU NICKEL

LE NICKEL ET SES PROPRIÉTÉS

Le *nickel* est un métal connu depuis longtemps par les Chinois. Son nom appartient à la mythologie suédoise : c'est le nom d'un génie malfaisant. Les mineurs, croyant rencontrer un métal précieux dans son minerai, et furieux de leur déception, lui donnèrent le nom du génie nain suédois.

Le nickel a été découvert et isolé en 1751, par Cronstedt, minéralogiste suédois, lequel croyait que ce métal provenait de la décomposition du cobalt dans la fabrication du bleu d'azur, attendu que le résidu qui se réunissait au fond des creusets, contenait tout le nickel. En conséquence, Cronstedt le considérait comme un demi-métal. Ce n'est que vingt-quatre ans après, en 1775, que Bergmann, chimiste suédois, parvint à isoler définitivement le nickel à peu près tel que nous le connaissons aujourd'hui.

Le nickel est un métal blanc jaunâtre, comme le platine, mais très brillant : un peu plus dur que l'acier doux et pas tout à fait aussi pesant que le cuivre. Sa pesanteur spécifique varie de 8,2 à 8,4 fondu et de 8,7 à 9,00 forgé. Il est aussi malléable que le cuivre et plus ductile que ce métal. On peut le réduire

en feuilles de 0,028 millimètres d'épaisseur et l'étirer en fils de 0,014 millimètres de diamètre. Sa ténacité est à celle du fer comme 9 est à 7.

Le nickel est magnétique, mais moins que le fer. Son pouvoir magnétique par rapport à celui du fer est dans le rapport de 1 à 1,5. Il perd cette propriété à 350° c.

Il est fusible vers 1650°. Lorsqu'il est carburé, son point de fusion est plus bas. Sa chaleur spécifique est égale à 0,1108.

C'est un bon conducteur de l'électricité.

Le nickel est inaltérable dans l'air sec; l'air humide le jaunit. Les matières grasses l'oxydent facilement. L'acide chlorhydrique et l'acide sulfurique étendus l'attaquent lentement; l'acide nitrique concentré le rend passif. Il s'unit directement à l'arsenic, au phosphore, au chlore, au brome, à l'iode, etc.

La bière, la moutarde, l'eau de chaux, le thé et d'autres infusions altèrent sa couleur en l'attaquant, c'est pourquoi on doit proscrire le nickel et ses alliages dans la confection des objets de cuisine: casseroles, cueillers, fourchettes, etc.

Depuis peu de temps l'industrie emploie de grandes quantités de nickel, qui passait pour rare et dont on n'avait fait jusque-là, qu'un usage extrêmement restreint. De 240 francs le kilogramme, en 1860, il est tombé à 18 francs, en 1877 à 10 francs, en 1884 et à 6 francs en 1890. La découverte des riches gisements de la Nouvelle-Calédonie et les méthodes perfectionnées, élaborées pour le traitement de ses minerais, ont permis de rendre ce métal véritablement industriel: on en consomme deux millions de kilogrammes par an, actuellement.

Le nickel a une métallurgie spéciale, qui est généralement peu connue. Le présent ouvrage a pour but de l'exposer dans tous ses détails et avec ses derniers perfectionnements.

CHAPITRE PREMIER

LES MINÉRAIS DE NICKEL

Le nickel métallique se rencontre rarement dans la nature. On l'a signalé dans les météorites nikelifères, ou *fers nickelés*, qui en renferment 1 à 9 pour 100. Des échantillons très rares en renferment 34 pour cent comme le fer de Sainte-Catherine, au Brésil, ou 60 pour 100, comme le fer d'Octibbeha, dans le Mississipi.

Les minéraux terrestres renfermant du nickel sont beaucoup plus répandus et surtout plus riches. Le tableau suivant indique les principaux minerais exploités et donne un aperçu sur leur composition et leur provenance (1).

A côté de ces minerais parfaitement définis, il en est d'autres moins riches, de composition variable et qui sont néanmoins exploités pour leur nickel. Nous citerons : 1° Le *fer sulfuré magnétique nikelifère* qui se rencontre à Proguen, dans le Tyrol et qui renferme 1 à 2 pour 100 de nickel ; 2° les *pyrites de fer* d'Australie qui en renferment la même quantité ; 3° les *schistes cuivreux* de Mansfeld ; 4° les *peroxydes de manganèse nikelifères et cobaltiques* d'Australie, employés pour fabriquer le chlore, en Angleterre, et qui donnent 0,23 pour 100 de nickel et 0,55 pour 100 de cobalt ; 5° le platine de Nischne-Tajilsk, dans l'Oural, qui contient 0,70 pour 100 de nickel ; 6° enfin, les *speiss* des fabriques de couleurs bleues de cobalt.

Tous ces minéraux peuvent être ramenés à trois types principaux : 1° les minerais arsénicaux et arsénio-sulfurés ; 2° les minerais sulfurés ; 3° les minerais oxydés.

I. — MINÉRAIS ARSÉNICAUX

1° Le type des minerais arséniés est le *nickel arsenical*, appelé indifféremment *nickeline rouge*, *Kupferntschel*, que l'on rencontre dans certains filons métallifères à Freyberg, Annaberg et Schneeberg, en Saxe, à Bieberg, à Riechels-

(1) D'après M. E. Capelle, *Bull. de la Soc. Ind. de Rouen*, 1888.

dorf en Hesse-Cassel, à Andreasberg dans le Hartz, à Wolfach et à Wittichen, dans le grand-duché de Bade. En France, on le trouve à Challanches, dans l'Isère. C'est un arséniure de nickel se présentant en cristaux hexagonaux rouges, denses et très durs.

Voici quatre analyses qui ont été faites de ce minéral qui, jusqu'à la découverte des mines de la Nouvelle-Calédonie, servait presque exclusivement à préparer le nickel pur :

MINÉRAIS DE NICKEL

DÉSIGNATION	SYNONYMES	COMPOSITION FONDAMENTALE	COULEUR	TENEUR EN NICKEL p. 100.	PROVENANCE
Nickeline.	Kupfernickel.	Ni ² AS.	Rouge cuivreux.	44,0	Saxe, Bohême.
Cloanthite.	Rummelsbergite.	Ni AS.	Blanc métallique.	28,0	Saxe, Hesse.
Annabergite.	Nickeloehre.	3NiO, As O ³ 8HO.	Verdâtre.	29,6	Saxe, Bohême.
Gersdorffite.	Nickelglanz. Amolbite-disomose.	Ni S ² + Ni AS.	Gris d'acier.	31,8	Styrie, Hartz.
Millérite.	Haarkies-trychopyrite.	Ni S.	Jaune laiton.	61,8	Nassau, États-Unis.
Siégentite.	Linnéite.	(Ni, Co) ³ S ⁴ .	Gris d'acier.	22,0	Muscu (Prusse), Batnaëss (Soudan)
Pentlandite.	Nicopyrite.	2Fe S, Ni S.	Jaune de bronze.	18,3	Norvège.
Grünauite.	Nickel bismuthé.	Complexe (sulfure double de nickel et de bismuth).	Gris d'acier.	40,0	"
Breithauptite.	Nickel antimonial.	Ni ² Sb.	Rouge cuivre violacé.	32,6	Hartz, Basses-Pyrénées.
Ullmannite.	Nickelpeiss, glauzerz, nickelstibbine.	Ni ² S ² , Sb.	Gris d'acier clair.	26,1	"
Genthite.	Rewdanskite.	RO (Si O ²) ^{1/2} HO.	Vert pomme.	42,6	Oural.
Bunsénite.	Rare.	Ni O.	"	"	"
Nicoisélane.	Rare.	Ni ² O ² .	"	"	"
Texastite.	Zazarite.	Ni O, Co ² + 2Ni O, HO + 4HO.	Vert émeraude.	51,0	Texas, Sweetaness (Shetland), cap Orfégal.
Morénosite.	Pyrolemane.	Ni O, So ² + 7HO.	Vert clair.	21,0	Cap Orfégal, Richelsdorf (Hesse).
Pimélite.	Comarite.	Silicates aluminaux variables.	Vert.	15 à 20	Frankenstein (Sildésie), Saxe.
Pyrite blanche.	Nickelifère.	"	Blanc gris.	"	Stjernarek.
Pyrite rouge.	Nickelifère.	"	"	"	Sidermurek.
Garniérite.		(Mg O, Ni O) Si O ² + nHO.	Vert.	14 à 25	Nouvelle-Calédonie.

	RIECHELSDORF	AYER	SCHLADNING	VALAIS
Nickel	44,2	43,5	30,6	20,3
Cobalt.	"	0,3	2,2	4,0
Fer	0,3	0,5	8,9	12,2
Arsenic	54,7	54,0	51,0	55,7
Soufre	0,4	2,2	4,2	1,8
Gangue	"	0,2	"	6,2
	99,6	100,7	96,9	100,2

2° Le *nickel arsenical blanc*, appelé *cloanthite*, *rammelsbergite*, etc., a l'aspect de l'étain. Sa composition est indiquée par les analyses suivantes :

	NICKEL BLANC DE		
	SCHNEEBERG	RIECHELSDORF	SCHLADNING
Nickel	28,14	20,74	13,4
Cobalt.	"	3,37	5,0
Cuivre	0,50	"	"
Arsenic	71,30	72,64	60,5
Fer	"	3,25	13,3
Soufre	0,14	"	5,4
Bismuth	2,19	"	"
	102,27	100,00	97,6

3° Le *nickel gris* appelé aussi *gersdorffite*, est gris de plomb et très friable. A l'analyse il donne :

	LOOS (Suède).	HARTZGERODE (Hartz).	KAMSDORF (Thuringe).	SCHLADNING (Styrie).
Nickel	29,94	30,30	27,00	38,42
Cobalt	0,92	"	"	"
Fer.	4,11	6,00	11,00	2,09
Arsenic.	43,37	44,87	48,00	42,52
Antimoine	"	traces	"	"
Soufre	19,34	18,83	14,00	14,22
Quartz	0,90	"	"	1,87

4° L'*antimonio-sulfure*, ou *ulmannite* a pour composition :

	FREUSBERG	SIEGEN
Nickel	23,25	26,40
Soufre	13,25	16,40
Arsenic	41,73	9,94
Antimoine	47,75	47,56
	100,00	100,00

5° L'*arsénio-antimoniure* qui se trouve à Balen, dans les Pyrénées, présente une composition moyenne de :

Nickel	33,0
Fer.	1,4
Arsenic.	33,0
Antimoine	27,8
Soufre	2,8
Quartz	2,0
	100,0

6° L'*annabergite* correspond à la composition suivante :

Nickel.	36,20
Arsenic.	38,30
Chaux	1,55
Eau.	23,91
	<hr/> 99,94

7° Le *speiss* de cobalt, dont nous verrons la provenance en traitant de la métallurgie de ce métal, est composé de :

Nickel.	48,20
Cobalt.	1,63
Bismuth.	2,44
Fer	0,65
Cuivre	1,93
Arsenic.	42,08
Soufre	3,07

II. — MINÉRAIS SULFURÉS

1° Les types de ces minerais, ce sont certaines pyrites de fer appelées *pyrrhotines*, contenant jusqu'à 5 p. 100 de nickel, se trouvant dans le Piémont, à Varable, dans l'ancien duché de Nassau, à Dillembourg, dans certaines mines de la Suède et de l'Écosse, et à la Gap-Mine aux États-Unis (Pensylvanie).

Voici quelques analyses de ces pyrites nikelifères :

	GEVIA (Piémont).	SELLA BASSA (Piémont).	SÖGMYRA (Suède).
Gangue silicatée	50,00	50,00	80,00
Soufre	28,00	28,00	11,00
Nickel	1,20	1,44	0,80
Cuivre	0,50	0,72	1,00
Cobalt	1,00	0,36	traces
Fer.	20,00	20,00	7,00
	<hr/> 100,70	<hr/> 100,52	<hr/> 99,80

2° Le sulfure double de nickel et de fer, ou *nicopyrite*, présente la composition suivante :

Nickel	22,0
Fer.	44,1
Soufre.	30,0
Sulfate de magnésie.	3,2
	<hr/> 99,3

III. — MINÉRAIS OXYDÉS

Cette classe est la plus importante, aujourd'hui, parce qu'elle renferme la garniérite de la Nouvelle-Calédonie, qui fournit plus des trois quarts du nickel du commerce. Nous allons entrer dans quelques développements, sur les gisements de ces minerais.

1° Voici, d'abord, l'analyse de la *texasite* ou hydrocarbonate de nickel :

	TEXAS	PENNSYLVANIE
Oxyde de nickel	58,81	56,82
Magnésie	»	1,62
Acide carbonique	11,69	11,63
Eau	29,69	29,87
	<hr/> 100,19	<hr/> 99,94

2° La *Rewdanskite* est un silicate de nickel que l'on rencontre dans les Monts Ourals, à Pétrow, près d'Ekaterinbourg, dans le district de Revdin, d'où le nom qui lui a été donné pour la distinguer des autres minerais de nickel découverts en Europe jusqu'à l'année 1850.

Les recherches que l'on fit dans l'Oural pour découvrir les filons de ce minéral jusqu'à l'année 1874, ne réussirent pas, ou du moins on en trouva très peu et l'on ne sut pas en extraire le métal, les méthodes de traitement étant encore peu répandues. En 1874, les recherches furent reprises et furent plus heureuses; on creusa des puits et des galeries à des profondeurs de 20 à 30 mètres on en retira, en deux ans, 500,000 kilogrammes de minéral et l'on aboutit, dans un puits, à une profondeur de 34 mètres, à un banc très dur de minéral silicaté. En 1874, la découverte des riches mines de la Nouvelle-Calédonie, arrêta la production des mines d'Europe ainsi que celles de Revdin.

L'exploitation fut reprise en 1877 par l'approfondissement du puits où l'on avait découvert en 1874, le filon de minéral silicaté, mais la mine fut abandonnée de nouveau en 1888, par manque de capitaux. A cette époque, on attaqua résolument la mine à la dynamite. On creusa un puits jusqu'à 510 mètres, on poussa des galeries autour du filon et on réussit complètement à en connaître la puissance maximum qui est de 7 mètres. Bien que les travaux de reconnaissance ne soient pas encore terminés, on peut estimer approximativement la richesse de la mine de la manière suivante; l'étendue du filon est de 510 mètres, sa profondeur moyenne est de 24 mètres et son épaisseur moyenne de 2^m80 (1).

Le poids du mètre cube de minéral est de 44,650 kilogrammes et il contient 3 p. 100 de nickel au minimum.

3° L'analyse de ce minéral faite à l'Ecole des mines de Paris, par M. E. Boutan, en septembre 1880, a donné les résultats suivants :

(1) *Sapiski imper. russ. tech. obch.*

Minerai tendre :

	A UNE PROFONDEUR DE	
	16 mètres.	32 mètres.
Nickel.	15,90 p. 100	13,70 p. 100
Cobalt	6,30 —	3,40 —
Soufre.	Traces.	"
Arsenic.	"	"

Minerai dur silicaté :

	A UNE PROFONDEUR DE	
	10 mètres.	16 mètres.
Nickel.	3,30 p. 100	7,80 p. 100
Cobalt.	0,30 —	1,70 —
Soufre.	" —	0,25 —
Arsenic.	" —	" —

L'analyse d'un autre échantillon de la mine découverte en 1888, a été faite à Saint-Pétersbourg, par M. Pujol, et a donné les résultats suivants :

	MINERAI TENDRE	MINERAI DUR
Sable	20,08 p. 100	29,30 p. 100
Silice	26,48 —	24,73 —
Alumine.	1,41 —	2,23 —
Oxyde de fer	3,52 —	7,69 —
Oxyde de nickel.	22,53 —	11,03 —
Chaux	4,23 —	4,02 —
Magnésie.	3,36 —	8,83 —
Perte à la calcination.	14,80 —	13,25 —

3° La *garniérite* ou hydrosilicate de nickel et de magnésie de la Nouvelle-Calédonie est, comme nous l'avons déjà dit, le minerai le plus important de tous les minerais de nickel. Il a été découvert, en 1867, par Jules Garnier, pendant les quatre années qu'il a consacrées à l'exploration géologique et à l'étude des ressources minérales de notre colonie océanienne.

« Ici, disait-il, dans son rapport, les cavités de la roche sont remplies de silicates magnésiens, fortement imprégnés d'une substance nickelifère verte qui les colore, et que, jusqu'à ce jour, on avait prise pour un certain état du chrome, qui d'habitude est abondant dans le quartz lui-même ; M. Jannetaz a constaté la véritable nature de cette coloration.

« Le nickel se rencontre aussi dans les mêmes conditions accompagnant des serpentines noirâtres, avec nodules de matières vertes ; à Kanala, le nickel se montre encore, colorant fortement un silicate magnésien.

« Il sera d'un haut intérêt d'étudier plus complètement les gisements du nickel en Nouvelle-Calédonie, et de voir si l'industrie ne saurait point y tirer parti de ce métal, dont le prix, comme on sait, est assez élevé, et dont l'emploi offre tant d'avantages dans certains cas. »

Ces prévisions se sont parfaitement réalisées.

La garniérîte accompagne les serpentines qui constituent dans sa presque totalité le relief de la Nouvelle-Calédonie. Le minéral y forme des filets qui peuvent prendre l'importance des filons ; il se présente aussi en rognons ou amas à l'état de ciment reliant les fragments d'un poudingue formé aux dépens des roches environnantes. L'amas, le plus considérable affleure le versant sud-ouest du massif du Mont-Dore, sur la rivière Mbéa, qui se jette dans la baie de Plum, qui n'est elle-même qu'une partie de la baie de Muéa ; il descend du nord au sud, au fond d'une vallée marécageuse, bornée à l'ouest par le Mont-Dore, et à l'est par le massif de l'Ouaghi.

On rencontre aussi la garniérîte en abondance dans la vallée de Dombéo, sur la côte est, sur les territoires de Kanala et de Ouaffon. On la trouve également dans le district de Païta, dans les îles Néba, Yandé et Belep.

Les mines du Mont-Dore ont été découvertes en 1874, et dès le commencement de 1876, on comptait déjà 85 concessions occupant une surface de 6,662 hect. 50.

On considère généralement trois variétés de minéral :

La première est dure et vert émeraude ; elle renferme 20 p. 100 de nickel et 5 p. 100 d'eau.

La seconde est un peu friable, vert jaunâtre et contient 12 à 15 p. 100 de nickel et 10 à 15 p. 100 d'eau.

La troisième s'écrase sous les doigts, elle est blanc-bleuâtre, titre 6 à 8 p. 100 de nickel et 20 p. 100 d'eau.

Voici quatre analyses de ce minéral.

	LIWERSIDGE	GARNIER	TYPTE	VILLON
Silice et gangue	47,28	38,0	53,09	41,00
Magnésic.	21,59	15,0	0,48	12,69
Oxyde de nickel	23,96	18,0	35,56	19,16
Alumine et oxyde de fer . .	1,55	7,0	0,83	6,58
Eau.	5,21	32,0	7,51	20,57
Chaux	Traces.	0,0	Traces.	0,00

Voici, d'après MM. Christophe et Bouilhet, sa composition moyenne à son arrivée en France :

Eau	22
Silice	38
Oxyde de fer.	7
Oxyde de nickel	18
Magnésie	15

Actuellement, les régions riches en nickel, se rapportent à trois bassins : 1° Kanala-Meri-Kuana ; 2° Thio-Port-Bouquet ; 3° Bourindi.

Le premier a été abandonné. Thio est seul en exploitation, il est plus riche et plus important que le premier ; il est aussi situé à 80 kilomètres plus près de Nouméa que Kanala.

Le troisième est le plus riche de tous, c'est le plus rapproché de Nouméa. Sa distance à la mer est de 160 kilomètres. On n'y a pas encore touché : c'est la réserve.

La richesse en minerais de nickel, de la Nouvelle-Calédonie, est inépuisable.

Nous allons donner quelques détails sur l'exploitation des minerais du bassin de Thio.

Les filons ont une allure régulière en ce qui concerne le pendage et l'orientation ; ils se dirigent dans Thio du N.N.O au S.S.E. ; le pendage est voisin de la verticale. Ils ne sont pas réguliers en direction et en profondeur, comme teneur en nickel. Le remplissage des filons est variable. La veine affecte souvent la formation dite en chapelets ou en poches.

La longueur des filons n'est jamais très grande, car les affleurements ne se montrent guère que près du sommet des hauteurs. Leur direction est perpendiculaire aux lignes de crêtes et descendent, en moyenne à 50 ou 60 mètres. Ils arrivent quelquefois à 100 ou 125 mètres de profondeur, mais ne dépassent pas cette limite.

Les filons nikelifères se terminent en coins ou se remplissent de magnésie. Ils offrent de nombreux obstacles aux recherches des mineurs.

L'exploitation se fait tantôt en carrière, tantôt au moyen de galeries de travers-banes et de puits inclinés suivant le filon. Comme la roche encaissante est dure, on se passe souvent de boisage. Les galeries n'étant pas très profondes, on se passe aussi d'aérage. A ces commodités, vient s'ajouter l'absence complète d'infiltrations, ce qui évite des épuisements dispendieux.

Le minerai extrait de la mine, subit un premier triage pour éliminer la roche stérile, et on le met en sacs, contenant 30 kilogrammes chacun. Suivant la position des concessions, ces sacs sont montés à dos de cheval ou descendus sur des glissoires jusqu'au niveau du tramway, à faible pente, qui circule le long des crêtes, en desservant la totalité des concessions du groupe central. Le minerai est chargé sur des wagons qui sont remontés à vide par des chevaux. La longueur de ce tramway est de 5 kilomètres. Au point terminus, les sacs sont transbordés sur un plan incliné automateur de 300 mètres de longueur et de 20° de pente. Ils sont ensuite déchargés et placés sur un second plan incliné, faisant un angle droit avec le premier, de 400 mètres de longueur et de 40° de pente. Ce plan incliné est suivi d'un tramway à faible pente, de 1 kilomètre de longueur, conduisant les sacs à un troisième plan incliné, de 500 mètres de longueur et de 30° de pente. Les sacs sont ensuite chargés sur un tramway à faible pente, de 200 mètres de longueur, qui les conduit aux magasins situés sur le bord de la rivière.

Le minerai a fait au total un parcours maximum de 7 à 8 kilomètres et une descente de 500 à 600 mètres. On le charge dans des chalands qui ne prennent l'eau qu'à marée haute, et descendent la rivière de 2 kilomètres.

Le minerai est emmagasiné sur le bord de la mer. Il est ensuite repris, mis sur des wagonnets et porté sur la jetée qui se trouve à 200 mètres des magasins. Là, il est chargé dans des chalands, qui conduisent les sacs en mer, à la distance de un demi-mille, pour les transborder à bord des vapeurs côtiers à destination de Nouméa. Ces navires reçoivent une charge de 200 à 250 tonnes et mettent un jour et demi pour faire le trajet.

Le transport du minerai est très coûteux par suite de tous ces transborde-

ments, qui sont au nombre de douze au moins. On compte qu'il augmente d'un cinquième le coût de l'extraction. Et pourtant, c'est celui de Thio qui est le mieux organisé. La main-d'œuvre est très chère : on emploie des ouvriers australiens que l'on paye 12 francs par jour et 80 francs le mètre d'avancement, des forçats libérés au prix de 6 à 9 francs, des indigènes et des Canaques néo-calédoniens au prix de 3 francs par jour.

A Nouméa, on fabrique de la fonte de nickel en grenailles, par les procédés que nous décrirons plus loin, à 60 ou 70 p. 100 de nickel, elle est mise en sacs et expédiée sur des paquebots via Angleterre et France (1).

Il y a environ 1.200 concessions d'exploitations de minerais de nickel à la Nouvelle-Calédonie.

Il y aurait de nombreux perfectionnements à apporter à l'extraction et surtout au transport des minerais, mais les transformations qu'ils exigeraient seraient trop coûteuses pour que l'on puisse songer à faire, actuellement, de tels sacrifices. Mais, lorsqu'on attaquera la réserve de Bourindi, les exploitants devront y établir les méthodes perfectionnées, de façon à réduire de plus la main-d'œuvre et le coût du minerai. C'est à cette condition importante que l'industrie du nickel prospérera, car le bas prix de la matière première lui permettra de livrer le métal à un prix inférieur, lequel trouvera dès lors de nouvelles applications.

4° On trouve en Espagne, près de Malaga, un minerai de nickel oxydé et silicaté, de même nature que la garniérite, et qui renferme, d'après M. Meissonnier, 8,96 p. 100 de nickel. Son analyse complète a donné :

Eau et acide carbonique	5,00
Silice.	60,00
Peroxyde de fer	14,50
Protoxyde de nickel.	9,00
Magnésie et chaux	10,98
Perte.	0,42

(1) Une partie des renseignements ci-dessus nous ont été fournis par M. Charles du Peloux, qui a passé quelque temps en Nouvelle-Calédonie.

CHAPITRE II

EXTRACTION DU NICKEL DES MINÉRAIS SULFURES

THÉORIE DE L'OPÉRATION

Les minerais sulfurés de nickel que l'on a à traiter sont principalement les pyrites magnétiques nickelifères. Ces pyrites renferment peu de nickel, de cobalt et de cuivre, et beaucoup de fer qu'il faut éliminer par des grillages et des fusions successives, comme s'il s'agissait de l'extraction du cuivre seul.

M. Badoureau a donné sur cette opération les trois principes suivants, que nous croyons utile de reproduire :

1° Quand on fond du sulfure de nickel avec du silicate acide de fer, le nickel ne passe presque pas dans la scorie ; si l'on fait la même opération avec le sulfure de cobalt, le cobalt passe en grande partie dans la scorie ;

2° Quand on fond de l'oxyde de nickel avec du soufre ou de la pyrite, le nickel passe intégralement dans la matte, tandis que le cobalt n'y passe que partiellement ;

3° Quand on fond du silicate de nickel avec du soufre ou de la pyrite, le nickel passe partiellement dans la matte, tandis que le cobalt n'y passe pas du tout.

Dans ces traitements (grillages et fusions), le fer est entraîné par les scories ainsi qu'une partie du cobalt, tandis que le nickel et une partie du cobalt suivent le cuivre dans les mattes de plus en plus concentrées. Ces mattes sont ensuite traitées par la voie humide pour séparer le nickel du cuivre et des autres métaux.

Cette suite d'opérations est fort longue et fort coûteuse, relativement à la proportion de nickel et de cuivre contenue dans les minerais, aussi ces dernières années a-t-on eu l'idée ingénieuse de la simplifier considérablement, en produisant l'élimination du fer en une seule opération dans un convertisseur Bessemer. Cette importante amélioration dans la métallurgie du nickel est appelée à modifier complètement le travail de ce métal et à en diminuer le prix dans une assez grande proportion.

I. — PRÉPARATION DES MINÉRAIS

Le minerai, arrivé à l'usine, subit un triage grossier ayant pour but de séparer les gros blocs. Ceux-ci subissent un grillage de trois ou quatre heures qui a pour but de les rendre plus faciles à casser. Cette opération se fait dans un four à réverbère, tel que celui qui sert pour les grillages ultérieurs et représenté plus loin.

Les morceaux ainsi préparés, ainsi que le tout-venant, sont broyés dans un concasseur américain.

Nous donnons, dans les figures 1 et 2, la coupe en élévation et la coupe en plan du concasseur Hall. J sont les mâchoires mobiles mues chacune par un excentrique séparé *d*, forgé sur l'arbre multiple D faisant fonctionner la bielle correspondante F et les deux plaques leviers GG. Sur cet arbre D sont calés les deux volants BB et la poulie de commande C. Les excentriques et le mouvement d'action sont disposés de façon à se contrebalancer : une mâchoire seule opère sur la pierre isolément, bien que chacune d'elles donne un coup à chaque révolution de l'arbre principal, et qu'une machine faisant 250 révolutions par minute et possédant deux mâchoires suspendues à l'axe fixe K, donne 500 vibrations, ce qui réduit l'effort sur la machine, en toutes circonstances, de la moitié de l'effort qu'auraient demandé les deux mâchoires travaillant isolément. Le nombre de coups portés est ainsi augmenté, mais leur intensité est diminuée proportionnellement, cela permet de placer les différentes pièces dans un équilibre parfait.

Les mâchoires J ont une nervure en travers J¹ et sont durcies par la trempe à leur surface ; elles portent sur leurs côtés, échancrés en queue-d'aronde, des faces de dimensions convenables intercalées et maintenues au sommet en J², et au bas en J³ par des coins ou boulons coniques qui peuvent aisément être resserrés sans déranger aucune partie de la machine. Les mâchoires fixes HH sont aussi partagées en deux, et chaque section particulière ou face peut être retournée de façon à présenter deux surfaces à user.

Les faces du haut sont armées de dents plus larges que celles du bas, et par cela même le cassage se fait régulièrement, car pendant que les mâchoires reculent l'espace devient plus grand de chaque côté et les portions brisées tombent en présentant un côté nouveau à l'action de l'autre mâchoire. Au bas des deux faces existe une gorge plus large P, où les faces ont des dents plus fines et travaillent pointe contre pointe ; c'est là que se finit le concassage.

Le mouvement de recul des mâchoires s'opère au moyen de tiges X qui les relient à un balancier horizontal Y, fixé par un pivot au bout de la machine, imprimant par le mouvement en avant d'une mâchoire le recul à l'autre ; on règle l'écartement des mâchoires selon la grosseur des morceaux que l'on désire obtenir, au moyen d'une tige R agissant sur une vis, laquelle fait monter ou abaisser le coin N qui éloigne ou rapproche le bloc M. Les leviers C étant fixés à ce bloc M, et étant d'autre part reliés aux mâchoires JJ, ces dernières suivent le mouvement qui leur est donné en se rapprochant plus ou

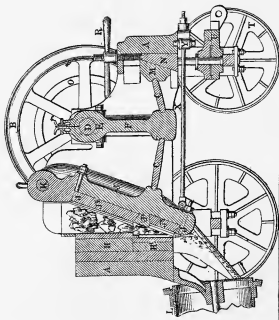


Fig. 4.

Broyeur Hall.

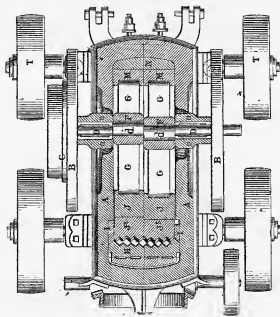


Fig. 2.

moins des mâchoires fixes H. Les morceaux cassés tombent dans un trieur-classeur L.

Tous les organes de cette machine sont solidement montés sur un bâti AA, lequel est supporté sur des roues TT pour le transport à volonté, ou sur des pieds de fonte lorsque la machine doit être fixe.

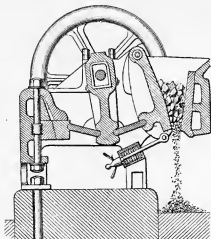


Fig. 3.

La commande peut se faire, soit directement par un cylindre à vapeur monté sur le même bâti, soit par une courroie.

La figure 3 montre un concasseur Blake fonctionnant comme le précédent.

La machine Del ne diffère pas des précédentes.

Nous résumons dans le tableau ci-dessous les dimensions des concasseurs à mâchoires :

NATURE DES ORGANES	COMMANDE				
	PAR COURROIES			A LA VAPEUR	
	1	2	3	1	2
Largeur des mâchoires en millimètres. . . .	210	300	500	300	500
Amplitude	160	190	300	190	300
Nombre de tours par minute	200	200	200	200	200
Diamètre des poulies en millimètres	400	350	630	—	—
Largeur — — — — —	80	100	130	—	—
Travail dépensé en chevaux-vapeur	2	4	8	4	8
Production en matière broyée pour une fente au jeu de 5 centimètres	1500	3000	5000	3000	5000
Poids approximatif de la machine en kilog. .	1500	3000	6500	3500	7000
Poids des roues et limoniers en kilog. . . .	850	1000	1000	1000	1000
Poids d'une paire de mâchoires en kilog. . .	60	200	425	200	425

Le coût du concassage d'un mètre cube de minerai est environ de 1 franc.

II. — CONCENTRATION DES MINÉRAIS À L'ÉTAT DE MATTE

1. — Premier procédé.

1° *Grillage*. — Le premier grillage se fait en tas ou dans des stalles.

Le *grillage en tas* se pratique comme le grillage des pyrites dans la métallurgie du cuivre. On commence par établir une aire au moyen des poussières d'un grillage précédent; on lui donne 9 à 10 mètres de côté et une épaisseur de 0^m,25. On pose dessus deux lits de bois bien sec, que l'on arrange de façon à ménager des canaux au milieu de chaque côté et aux quatre angles, afin de permettre à l'air de pénétrer dans la masse. On établit dessus un lit de bourrées. Les canaux forment à leur rencontre, au centre, un vide que l'on remplit de charbon et au-dessus duquel on adapte une cheminée carrée, en planches, de 20 centimètres de côté et 2^m,5 de hauteur, de façon à dépasser de quelques centimètres le tas de minerai une fois formé. On dispose d'abord des morceaux autour de la cheminée, en forme de talus, pour la maintenir; on place ensuite une première couche de minerai sur les bourrées, en choisissant pour cela les morceaux les plus gros; puis on place une deuxième couche avec du minerai moins gros, et ainsi de suite en formant un talus sur chaque face, de sorte que la meule représente la forme d'une pyramide tronquée ayant 8 mètres de côté à la base inférieure et 3 mètres à la base supérieure.

On allume le tas en jetant par la cheminée des charbons embrasés. Au bout de vingt-quatre heures, on le recouvre d'une couche de 25 à 30 centimètres de poussier de minerai, que l'on damne avec soin afin de boucher toutes les ouvertures.

Chaque tas contient 300 tonnes de minerai.

Le bois est consumé en trois jours, le tas s'affaisse, on bouche les crevasses qui se produisent et on laisse brûler la masse pendant deux mois. Pendant ce grillage, on recueille 8 p. 100 de soufre.

Le fer s'oxyde et se combine avec la silice contenue dans la gangue pour former un silicate de fer, qu'il sera facile d'éliminer par fusion.

L'opération terminée, on démolit le tas, on casse le minerai qui s'est plus ou moins aggloméré, et il est prêt pour la première fusion.

Le *grillage en cases*, ou dans les stalles, a une grande analogie avec le précédent. Dans des cases en maçonnerie de 4 mètres de longueur, 3 mètres de largeur et 3 mètres de hauteur, dont le sol est en pente légère du fond à l'avant, qui seul est ouvert, on met 2 tonnes de bois et 75 tonnes de minerai, que l'on dispose comme pour le grillage en tas. Dans le mur du fond sont pratiquées des ouvertures carrées de 16 centimètres de côté et distantes de 75 centimètres, communiquant avec des cheminées qui déterminent le tirage et peuvent con-

duire les gaz et la vapeur de soufre dans les chambres de condensation surmontées d'une cheminée pour l'écoulement des gaz.

On met le feu au bois par la partie antérieure qui reste ouverte, et on laisse griller pendant vingt jours (1).

Le grillage d'une tonne de minerai coûte 1 franc environ.

Première fusion. — Le minerai grillé est fondu dans un fourneau à manche, figures 4 et 5. La section de ce four est trapézoïdale, et la distance entre la face d'arrière et la face antérieure est de 1 mètre; la hauteur du four est de 4 mètres depuis les tuyères jusqu'au gueulard, plus 35 centimètres au-dessous des tuyères, qui sont au nombre de trois; la garniture extérieure est en briques, la garniture intérieure en granit.

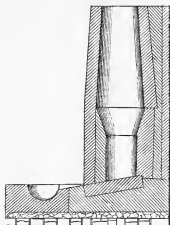


Fig. 4.

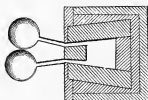


Fig. 5.

Le lit de fusion se compose de :

Minerai grillé	65
Calcaire	13
Argile	12
Scorie de deuxième fusion	10

On charge comme dans les hauts-fourneaux à fer, tous les quarts d'heure, un panier de coke de 15 kilogrammes et 5 paniers de lit de fusion de 20 kilogrammes chacun. La matte et les scories sont coulées dans deux bassins extérieurs communiquant avec le four. Quand l'un d'eux est plein, on bouche avec un tampon d'argile l'ouverture qui lui correspond, et on débouche l'autre; pendant que le second se remplit, on enlève du premier les scories qui surnagent et on fait écouler la matte par un trou de coulée situé à la partie inférieure du

(1) Voir, pour le détail de toutes ces opérations, la *Métallurgie du cuivre*.

bassin. Aussitôt vide, on le remplit de matière en fusion, du temps que l'on sépare les scories et la matte de l'autre, et ainsi de suite.

En un jour, on fond 6 à 8 tonnes de minerai et on consomme 1.500 à 1.800 kilogrammes de coke. Neuf ouvriers sont attachés au four : deux chargeurs, deux fondeurs, trois tireurs de crasse et deux chargés de préparer les lits de fusion.

Si l'on marchait au charbon de bois, on en consommerait 150 à 175 hectolitres par jour.

On obtient, pour 100 parties de minerai, 30 à 35 p. 100 de matte première à 8 p. 100 de nickel et 130 parties environ de scories.

La première fusion revient à 30 francs la tonne de minerai grillé.

Grillage de la matte première. — Ce second grillage s'effectue dans des stalles un peu plus petites que celles qui servent au grillage des minerais. La matte est concassée dans un broyeur américain en morceaux du poids de 1 kilogramme environ. On en forme des tas en employant 1 tonne de bois pour 20 tonnes de minerai. Le premier feu est soutenu douze jours, après quoi on défait les tas, on concasse la matte en morceaux d'une livre, on la remet en tas dans les stalles et on maintient le feu pendant huit à dix jours.

La masse est remise en tas dans les stalles, comme dans les deux grillages précédents, mais en intercalant dans le minerai 100 kilogrammes de coke par stalle de 20 tonnes ; ce troisième feu dure huit jours.

Le grillage de 1 tonne de matte première revient à 6 francs.

Fusion pour matte seconde. — Cette opération se fait dans le même fourneau que la première fusion. Le lit de fusion est composé de :

Matte grillée	75 parties.
Quartz	25 —

On charge comme la première fois, tous les quarts d'heure, un panier de coke de 15 kilogrammes et 6 paniers de lit de fusion de 20 kilogrammes chacun. En un jour, on passe 8 tonnes 6 de matte et on dépense 1.500 kilogrammes de coke.

Pour 100 parties de matte, on obtient 35 p. 100 de matte seconde et 100 parties de scorie basique que l'on repasse entièrement à la première fusion.

Cette seconde fusion coûte, par tonne de matte grillée, environ 20 francs.

Grillage de la matte seconde. — Ce grillage s'effectue, dans des stalles comme les autres ; on donne un et quelquefois deux feux ; il revient à 15 fr. 50 par tonne de matte seconde. Pour ce grillage, la matte seconde doit être concassée en morceaux de 300 grammes environ.

Fusion pour matte blanche. — La fusion pour matte blanche est faite comme les précédentes et dans le même fourneau. Le lit de fusion est formé de :

Matte seconde.	85 kilogrammes.
Quartz.	45 —

On charge tous les quarts d'heure 1 panier de coke et 7 paniers de minéral. On passe donc par jour 10 tonnes de minéral avec une dépense de 1.500 à 1.800 kilogrammes de coke.

100 parties de matte seconde donnent 50 à 60 p. 100 de matte blanche et 60 parties de scorie.

Cette troisième fusion revient à 20 fr. par tonne de matte seconde.

Raffinage de la matte blanche. — La matte blanche est raffinée dans un four à réverbère (fig. 6) par quantités de 3 tonnes à la fois (1). On oxyde pendant six heures, puis on fond et coule la matte raffinée obtenue. 100 parties de matte blanche donnent 75 à 80 parties de matte raffinée.

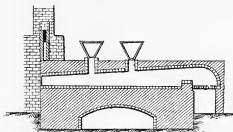


Fig. 6.

La matte blanche renferme 35 à 40 p. 100 de nickel, 0,5 p. 100 de fer, et le reste de cuivre. La matte raffinée contient 50 à 55 p. 100 de nickel, et le restant de cuivre.

Pour donner une idée de la concentration successive de la matte, voici le déchet successif d'une tonne de minéral :

Minéral à 1 p. 100 de nickel	1.000 kilogrammes.
Minéral trié à 2,5 p. 100 de nickel.	400 —
Minéral après grillage en tas	375 —
Matte première à 8 p. 100 de nickel.	125 —
— après grillage	115 —
Matte seconde à 20 p. 100 de nickel	54 —
— après grillage	52 —
Matte blanche à 35 ou 40 p. 100 de nickel . .	23 —
Matte raffinée à 50 ou 55 p. 100 de nickel . .	20 —

La matte raffinée ne représente donc que les 2 p. 100 du minéral primitif. La concentration du minéral à l'état de matte y revient à 2 francs environ par kilogramme de nickel contenu.

(1) Voir *Métallurgie du cuivre*.

2. — Second procédé.

Grillage du minerai. — Le grillage des minerais triés se fait en tas pyramidaux de 300 tonnes et dure six semaines. On emploie 15 tonnes de bois et 2 tonnes de coke.

Première fusion. — Le minerai grillé est mélangé à 20 p. 100 de quartz et 10 p. 100 de scories de seconde fusion. On le fond dans un fourneau à manche comme nous l'avons dit dans le premier procédé. Un demi-haut-fourneau de 5^m de hauteur traite 10 tonnes de minerai par jour. La matte obtenue renferme 6 à 8 p. 100 de nickel.

Second grillage. — Le second grillage se fait dans un four à réverbère ordinaire (fig. 6), ayant les dimensions suivantes : longueur de la sole, 6 mètres ; largeur de la sole, 4 mètres ; longueur et largeur du foyer, 1^m,59 × 0^m,95 ; épaisseur du pont, 0^m,60 ; hauteur de la voûte, au-dessus de la sole, près du pont, 0^m,60 ; cinq portes de travail carrées de 0^m,30 de côté, placées deux sur un côté et trois sur l'autre ; hauteur de la cheminée, 8 mètres.

Dans ce four on charge 3.000 kilog. de matte concassée de la grosseur d'un œuf, au moyen des trémies placées au-dessus. La masse est étalée sur la sole au moyen d'un râble en fer, en travaillant successivement par chacune des portes qu'on ferme au fur et à mesure que l'on passe à une autre. On chauffe deux heures, au bout desquelles on brasse le minerai pour renouveler ses surfaces. On répète ce travail toutes les deux heures, et au bout de 24 heures le grillage est terminé. On retire la masse et on la porte dans des chariots en tôle au four de fusion.

Pour ce grillage nous avons vu employer avec avantage le four à réverbère continu, dans lequel la matte est chargée à l'extrémité de la sole et déchargée près de la chauffe.

Seconde fusion. — Cette seconde fusion se fait dans un four à cuve de 3 mètres de hauteur. La scorie est évacuée par un trou de coulée placé à l'avant, et la matte est coulée par un trou placé à l'arrière dans un bassin rempli d'eau pour la grenailier. Le lit de fusion est composé de matte première grillée, mélangée à 15 p. 100 de quartz.

La matte seconde a la composition moyenne suivante :

Nickel	25
Cuivre	25
Fer	25
Soufre	25

Troisième grillage. — Il se pratique comme le deuxième dans un four à réverbère pendant 18 heures.

Troisième fusion. — La troisième fusion s'effectue au four à réverbère, qui

ne diffère que très peu du four de grillage. La sole de ce four a 3^m,50 de long sur 2^m,50 de large dans son plus grand diamètre; la grille a 1^m,25 de long sur 1 mètre de large; le fond a une épaisseur de 0^m,60. Le minerai mélangé à 15 ou 20 p. 100 de quartz et 5 p. 100 de verre, est mis dans ce four par 1.500 à 1.600 kilogr. à la fois et on pousse le feu activement. La fusion complète demande 5 heures; on fait donc quatre opérations par 24 heures. On sépare les scories, et on coule la matte qui a une composition de :

Nickel.	35,0
Cuivre.	40,0
Fer.	0,5
Soufre	22,0

III. — CONCENTRATION DES MINERAIS A L'ÉTAT DE MATTE

DANS LE CONVERTISSEUR BESSEMER

Le traitement des pyrites par la méthode précédente est très coûteux par suite de la multiplicité des opérations successives; aussi ne voyons-nous les usines qui traitent les pyrites nikelifères que dans les pays de production où le combustible (houille ou bois) est à très bas prix; l'exploitation des minerais pauvres n'a pu se maintenir que dans les pays comme la Suède et l'Oural, où le bois n'a qu'une faible valeur et où la main-d'œuvre est peu payée.

L'introduction de la méthode Bessemer pour la concentration des minerais nikelifères a été une innovation de la plus haute importance, d'où dépendra sûrement tout l'avenir de la métallurgie du nickel. Aussi allons-nous décrire minutieusement cette nouvelle méthode.

L'idée d'appliquer aux minerais de nickel la méthode Bessemer, a suivi de près l'emploi du même procédé dans la métallurgie du cuivre. En effet, le traitement des minerais cuivreux ne diffère pas sensiblement des minerais nikelifères.

On sait que le *cuivre-Bessemer*, comme on l'appelle, a une origine assez ancienne : il a été breveté le 4 septembre 1856, par N. Keates, de Liverpool.

La question est trop intéressante pour que nous ne reproduisions pas les passages essentiels de la patente anglaise :

« La méthode générale est la suivante, mais on peut la modifier suivant les circonstances. Le régule ou la matte étant introduite dans le four à réverbère comme d'habitude, on ferme les ouvertures et on pousse le feu jusqu'à ce qu'on atteigne le point de fusion. On donne alors du vent et la température s'élève jusqu'à ce que la fusion s'opère complètement pendant qu'on insuffle de l'air. On maintient le soufflage, en soulevant au besoin les scories et les laitiers qui se forment, jusqu'à ce que le cuivre soit complètement amené à l'état métallique; on coule ensuite dans le sable ou dans des moules. »

Il est très probable que le procédé Keates fut vite abandonné, en raison des

difficultés de la conduite de l'opération, par suite du refroidissement de la matière.

Néanmoins, de nombreux essais ont été tentés en Angleterre, vers 1877-1878 par U. J. Holway en se servant de l'appareil Bessemer, qui en conclut que ce mode de traitement ne convenait pas pour le cuivre.

Malgré ces échecs successifs, M. Pierre Manhès, métallurgiste de Lyon, reprit la question vers 1880 dans son usine à cuivre de Vedènes (Vaucluse). Il reconnut que la réaction marchait à souhait, mais que la principale difficulté pratique provenait de la solidification du cuivre par le passage du courant d'air. Il substitua aux tuyères verticales des tuyères horizontales, injectant le vent dans le bain à une certaine distance au-dessus du fond de la cornue.

Après son succès dans la métallurgie du cuivre, M. Manhès appliqua son procédé au traitement des minerais nikelifères et y réussit parfaitement.

Avant de décrire la méthode Manhès, nous devons dire quelques mots d'un mode de traitement au convertisseur appliqué aux minerais de nickel, dès 1879, par M. Scott.

1. — Procédé Scott.

La matte est coulée dans un convertisseur spécial dans lequel on souffle un jet de vapeur surchauffée mélangée d'air. Pour éviter le refroidissement, on fait arriver dans l'appareil un courant de gaz exempt de soufre, qui est enflammé et dirigé contre la surface du métal par un courant d'air.

Le convertisseur est formé d'une capacité cylindrique (fig. 7), composée d'un récipient en fer A, pour consolider et supporter la garniture réfractaire B, en bauxite ou toute autre terre réfractaire. Il est en deux parties, reliées entre elles par une bride. La partie supérieure peut s'enlever pour réparer la couche réfractaire lorsque le besoin s'en fait sentir. E est un tuyau, garni intérieurement de terre réfractaire, servant au chargement du convertisseur et aux dégagements des produits de la combustion, F est une ouverture avec couvercle par laquelle on introduit la matière à traiter; en marche, cette ouverture est fermée et une ouverture pratiquée dans le couvercle permet d'examiner les gaz au spectroscope et de suivre ainsi l'état d'avancement de l'opération. G, chambre en briques et en ciment pour la condensation d'une partie des produits de la combustion. H, trou de coulée, I, I, I, tuyères.

A la partie supérieure, en L, est le brûleur de gaz. Le gaz arrive en a, l'air en b; ils se mélangent dans la chambre c, traversent les toiles métalliques d et s'enflamment à leur sortie du brûleur. Les toiles métalliques ont pour but d'empêcher la flamme de pénétrer dans la chambre de mélange, suivant un principe bien connu. Comme gaz combustible, on peut employer les gaz d'un gazogène à coke, le gaz à l'eau ou l'oxyde de carbone préparé comme il sera indiqué plus loin.

M. Scott emploie aussi un brûleur et gazéificateur d'hydrocarbures liquides.

Pour insuffler du fondant, on interpose sur la conduite de la soufflerie MM, un récipient R, contenant du sable ou du quartz, que l'on introduit par la soupape S; la partie supérieure de ce récipient est en communication avec la

conduite de vent par le tube T, qui sert à établir l'équilibre de pression sur les deux faces de la poudre. La pression de l'air et de la vapeur entraîne une quantité de fondant variable et réglée par une vanne o placée à la partie inférieure du récipient.

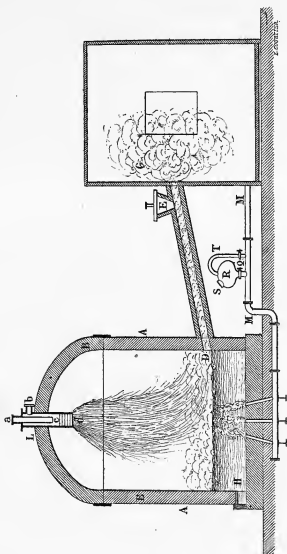


Fig. 7.

Pour faire une opération, on commence par allumer le brûleur L pour chauffer le convertisseur. Lorsque celui-ci est suffisamment chaud, on découvre l'ouverture E, on fait couler une certaine quantité de matte dans l'appareil, et on met aussitôt les tuyères H en fonction. On continue jusqu'à ce que le nickel commence à brûler, c'est-à-dire avant le départ complet du soufre, ce qu'on

reconnait en examinant les flammes au spectroscope. Pendant le soufflage on envoie de temps à autre du fondant dans la masse en ignition pour scorifier les substances étrangères.

L'opération terminée, on coule la matte raffinée par l'ouverture H.

M. Scott se sert aussi d'un convertisseur ordinaire muni d'un brûleur à la partie supérieure.

2. — Procédé Manhès.

Le procédé Manhès est un perfectionnement du précédent. La matte fondue est traitée dans un convertisseur Bessemer spécial et le soufflage est suspendu avant le départ complet du soufre et de l'arsenic. Ceci pour deux raisons : 1° lorsqu'il n'y a plus que 1 à 2 p. 100 de fer et 10 p. 100 de soufre dans la matte, le nickel commence à s'oxyder; 2° la matte concentrée renfermant du soufre est plus friable et s'attaque mieux par des acides.

M. Manhès se sert, pour arriver à ce résultat, de deux appareils : le convertisseur Bessemer et le fourneau convertisseur.

Convertisseur Bessemer. — Cet appareil, modifié pour la circonstance, est représenté figures 8, 9 et 10. C'est un cylindre A, de 1^m,40 de diamètre intérieur

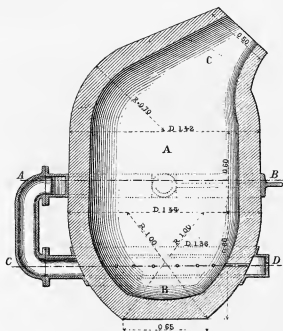


Fig. 8. — Convertisseur Manhès.

et 2 mètres de hauteur totale, terminé par deux calottes sphériques : l'une pleine, B, qui sert de réservoir pour la matte fondue, placée ainsi au-dessous du

niveau des tuyères; l'autre, C, percée d'un orifice muni d'un bec recourbé. A la base de la partie cylindrique, à environ 30 centimètres au-dessus du fond, se

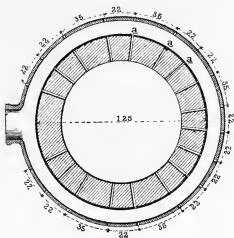


Fig. 9. — Coupe par C D. — Cercle des tuyères.

trouve la couronne à vent circulaire CD, munie de 18 orifices pour l'air a, a, a, de 1 centimètre de diamètre, percés dans des briques de 20 centimètres de lon-

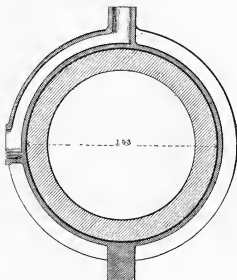


Fig. 10. — Coupe par A B. — Cercle des tourillons.

gueur. L'appareil est garni intérieurement d'un pisé de terre de Bollène amaigri par du sable siliceux de Marnas.

La marche de l'opération diffère peu de celle pratiquée dans le même appareil pour la fonte de fer. Le convertisseur est d'abord chauffé au rouge, on y coule, par l'orifice C, une charge de 1.000 kilogrammes de matte fondue et on donne le vent, sous une pression de 25 centimètres de mercure, pendant 10 à 15 minutes, suivant les cas. La réaction est assez violente, des vapeurs sulfureuses blanches et épaisses se dégagent dans une gaine, terminée en forme de capote, sous laquelle on place le bec du convertisseur, et en relation avec une grande cheminée de 50 mètres de hauteur. Si l'on voulait condenser l'acide sulfureux, on placerait des colonnes d'absorption entre la gaine et la cheminée.

L'oxyde de fer forme une scorie fluide avec le silice de la garniture argileuse de la cornue. Lorsque la scorie devient très abondante, surtout lorsqu'on opère avec des mattes pauvres, on s'en débarrasse en les décantant, ce qui se fait très facilement, puisqu'elles surnagent la matte. La garniture peut faire dix opérations.

Voici les résultats obtenus avec cet appareil :

Une pyrite nikelifère ayant pour composition :

Gangue silicatée	48,00
Soufre	30,00
Nickel	1,50
Cuivre	0,50
Cobalt	0,25
Fer	20,00

a été soigneusement triée, pour ramener son titre à 2,5 p. 100 de nickel.

On lui a fait subir un grillage en stalles à deux feux. Le minerai grillé est fondu dans un demi-haut-fourneau (fig. 4) avec 20 p. 100 de coke, comme nous l'avons expliqué plus haut. On a obtenu une matte ayant pour composition :

Cuivre	5,86
Nickel	16,30
Fer et soufre	77,84

Cette matte a été soumise pendant cinq minutes au vent du convertisseur ; elle a donné une matte composée de :

	MATTE	SCORIE
Cuivre	11,00	0,06
Nickel	30,73	1,31
Fer et soufre	58,27	»

Après dix minutes la matte était formée de :

	MATTE	SCORIE
Cuivre	14,13	0,5
Nickel	51,80	3,0
Fer et soufre	35,67	»

Après seize minutes, le nickel commence à passer dans la scorie, comme le montre l'analyse suivante de la matte et de la scorie :

	MATTE	SCORIE
Cuivre	11,30	0,30
Nickel.	70,66	10,05
Fer.	1,20	"
Soufre.	17,44	"

Il ne faut donc pas dépasser 12 à 15 minutes et laisser dans la matte 1,5 à 2 p. 100 de fer. La scorie, renfermant 5 p. 100 de nickel environ, repasse au four à manche et sert de fondant à la première fusion du minerai. De cette façon, il n'y a aucune perte de nickel.

Avec une soufflerie de 25 chevaux, on peut, avec du minerai à 1,5 p. 100 de nickel, produire en douze heures une tonne de matte à 70 p. 100 de nickel. D'après cette méthode, le kilogramme de nickel passerait de 0^e,80 dans le minerai, à 1^e,70 dans la matte à 70 p. 100, ce qui est un progrès considérable.

Fourneau convertisseur. — Le fourneau convertisseur de M. Manhès est représenté en élévation (fig. 11). Il se compose d'un cylindre en tôle A, garni intérieurement de terre réfractaire, acide ou basique, monté sur un bâti qui permet de le faire tourner autour de son axe (fig. 12), c'est-à-dire de l'incliner plus ou moins, suivant les besoins de l'opération. Pour cela, il est monté sur des galets J roulant sur des demi-cercles fixés sur la partie inférieure des fours. Le mouvement oscillatoire est donné au moyen de manivelle N, agissant sur le pignon M, lequel engrène avec la portion d'engrenage L rivée sur le cylindre.

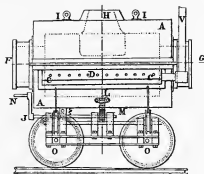


Fig. 11. — Fourneau convertisseur.

Une série de tuyères est placée suivant une génératrice du cylindre; elles ont une inclinaison convenablement choisie et sont toutes montées sur la boîte à vent CC.

Dans cette boîte, arrive le vent de la machine soufflante par le tuyau V formant joint et permettant les déplacements de la boîte à vent dans le mouvement de rotation du cylindre autour de son axe horizontal. Le tuyau en métal V, peut être remplacé par un tuyau flexible. La boîte à vent est munie d'orifices extérieurs D, placés en face et dans le prolongement des tuyères,

pour les visiter et surveiller leur fonctionnement pendant toute la durée des opérations, et de les tenir constamment débouchées; ces orifices sont fermés par des chevilles en bois ou des vis en métal.

Les deux faces latérales F et G du cylindre, sont munies d'ouvertures permettant, d'un côté l'entrée de la flamme d'un foyer ou des gaz combustibles d'un gazogène, et de l'autre la sortie des produits de la combustion et de la réaction, pour se rendre à une cheminée, en passant dans des chambres à condensation des poussières et de l'acide sulfureux.

I sont des crochets servant à soulever la partie supérieure de l'appareil pour permettre les réparations.

Enfin, le tout est monté sur des roues O, marchant sur rails, pour le transport de l'appareil en différents points de l'usine.

L'appareil est d'abord amené vers le foyer ou la conduite des gaz du gazogène, et porté au rouge par les flammes qui circulent de F en G, puis on charge la matte en maintenant le convertisseur dans la position I (fig. 12). On incline

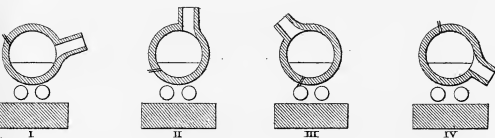


Fig. 12.

ensuite le convertisseur dans la position II, de manière que l'air entre par le fond. Au fur et à mesure que l'opération avance, on fait tourner le convertisseur de façon à faire arriver l'air plus près de la surface de la masse en fusion (position III). Pour scorifier le fer, on introduit de temps à autre de la silice, au moyen d'une boîte à sable calée sur la conduite du vent et dont on ouvre la valve. Lorsque les scories surnageantes sont devenues abondantes, on les fait couler en renversant le convertisseur (position IV). Enfin, lorsque l'opération est au point voulu, on enlève la matte riche, et on recommence un nouveau traitement.

Procédé perfectionné.

Nous avons reconnu que dans la concentration de la matte au convertisseur, si l'on injectait de temps à autre, de filets très fins de vapeur surchauffée, on pouvait éliminer complètement le fer, sans perdre sensiblement du nickel. Nous en avons déduit le mode de traitement suivant, qui semble donner les meilleurs résultats économiques.

Grillage. — Nos essais ont été effectués sur une pyrite ayant pour composition :

Nickel	2 p. 100
Cuivre	1 —
Fer.	20 —
Soufre	30 —

Nous opérons le grillage dans un courant d'air comprimé, et nous condensons l'acide sulfureux produit dans une tour à coke. Le minerai, trié et concassé en morceaux de la grosseur d'un œuf, est chargé dans des cornues en terre réfractaire à section ovale, analogues à celles que l'on emploie dans les usines à gaz et disposées au nombre de cinq, dans un four chauffé en gazogène, comme cela se pratique dans ces mêmes usines. Chaque cornue reçoit une tonne de minerai. L'air comprimé arrive par la face antérieure et sort, chargé d'acide sulfureux, par un tuyau adapté à la tête de la cornue, laquelle est en fonte et enduite de terre réfractaire. Le minerai est chargé à la température de 280-300°. Le grillage dure 4 heures.

Ce mode de grillage enlève 10 p. 100 de soufre à l'état d'acide sulfureux. On recueille, en moyenne, par tonne de minerai, 4,500 litres d'une dissolution d'acide sulfureux à 10 p. 100. Nous nous servons de cet acide pour isoler le nickel par la voie humide, comme il sera dit plus loin.

Fusion. — La fusion s'opère dans un four à manche, avec 20 p. 100 de scories provenant du convertisseur et 20 p. 100 de quartz. On a une matte renfermant :

Nickel	15,40
Fer.	38,80
Cuivre	7,80
Soufre	38,00

Concentration. — La concentration de la matte se fait dans un convertisseur Manhès et en trois temps :

1° Soufflage de 3 minutes, sans aucune addition de vapeur ni de quartz ;

2° Soufflage de 2 minutes à la vapeur surchauffée à 200° et renversement du convertisseur pour lâcher les scories ;

3° Soufflage de 7 minutes avec introduction de quartz en poudre.

En opérant de cette façon, nous avons obtenu une matte ayant pour composition :

Nickel	68 p. 100
Cuivre	30 —
Soufre	2 —
Fer.	traces

IV. — EXTRACTION DE L'OXYDE DE NICKEL DES MATTES CONCENTRÉES

Les mattes concentrées sont de deux espèces : les unes proviennent du traitement des pyrites par la méthode ordinaire, les autres résultent de la concentration des minerais dans l'appareil Bessemer. Ces dernières sont beaucoup plus riches et plus pures que les premières, néanmoins le traitement est le même, à peu de chose près.

1. — Traitement des mattes ordinaires.

Nous prendrons comme exemple, le traitement d'une matte renfermant 30 p. de nickel.

La matte est d'abord concassée au broyeur américain, en morceaux de 200 à 300 grammes, puis grillée à mort dans un four à réverbère (fig. 6). Cette opération dure 12 heures, on laisse refroidir la nuit et le lendemain on la dissout dans l'acide chlorhydrique du commerce. Pour cela, on la pulvérise et on la charge dans des vases en grès, de la capacité de 150 litres, placés dans des tonneaux en bois contenant de l'eau chauffée par un barbotage de vapeur. Pour 100 kilogrammes de matte on emploie 250 litres d'acide chlorhydrique du commerce à 22° B. Les métaux se dissolvent et il se dégage de l'hydrogène sulfuré. Pour éviter que ce gaz ne se répande dans l'air, les vases sont fermés par un couvercle muni d'un tube de dégagement, à l'extrémité duquel on allume le gaz qui s'en échappe. Quelques industriels, mieux avisés, conduisent le gaz qui s'échappe des tuyaux de tous les vases, dans un brûleur à courant d'air placé dans une chambre en communication avec une colonne à coke, pour condenser l'acide sulfureux produit. Cet acide sulfureux, s'il ne trouve pas d'emploi dans l'usine, est transformé en bisulfite de soude, dont on a un débouché assez facile. M. Manhès, dans un brevet du 16 avril 1881, électrise la solution sulfureuse et en retire du soufre qui se dépose sous l'influence du courant.

L'acide chlorhydrique ne doit être ajouté que peu à peu, pour éviter une attaque trop violente et les débordements. On fait usage de deux batteries composées chacune de trois vases de dissolution et d'un tonneau de dépôt de 800 litres de capacité.

L'attaque étant terminée, on décante le liquide de tous les vases dans le tonneau de dépôt, et on les recharge sans enlever le résidu. On recommence une nouvelle attaque et ainsi de suite. On n'enlève le résidu que toutes les deux et quelquefois même toutes les trois opérations.

La dissolution est pompée des récipients de dépôt, dans un four à réverbère, analogue au four Porion, dans lequel on l'évapore à sec. La sole de ce four se compose d'une bassine en fonte, garnie intérieurement en briques reliées par du ciment. Les palettes qui agitent la masse sont en fonte et enduites de terre

réfractaire. On obtient ainsi un mélange de chlorures de fer, de nickel, de cobalt et de cuivre.

Ce mélange est étendu sur la sole d'un fourneau à réverbère, sur une épaisseur de 6 à 8 centimètres, et calciné pendant trois ou quatre heures en le brassant continuellement. Cette opération a pour but de transformer une partie du fer à l'état d'oxyde et d'en volatiliser une petite quantité à l'état de chlorure.

La matière calcinée est mise dans une cuve en bois avec 10 fois son poids d'eau environ, portée à l'ébullition par un barboteur de vapeur. Après une demi-heure d'ébullition, on prélève un échantillon du liquide, on le filtre et on y dose le fer par les méthodes connues. On calcule la quantité de chlorure de chaux nécessaire pour faire passer tout ce qu'il y a de protochlorure à l'état de perchlorure. Cette quantité, calculée sur la masse du liquide à traiter, est mise en dissolution dans quatre ou cinq fois son poids d'eau et bien broyée. La dissolution de chlorure est ajoutée au liquide que l'on brasse bien et que l'on maintient à l'ébullition pendant un quart d'heure. Tout le fer passe au maximum. On le précipite, par une quantité calculée de carbonate de chaux (craie en poudre), d'après la teneur totale en fer donnée par l'analyse. La précipitation par le calcaire demande une heure pour être complète, pendant laquelle on agite le liquide et on maintient sa température.

On passe au filtre-pressé, pour séparer la matière insoluble : le liquide est reçu dans une cuve semblable à la précédente. Le résidu laissé sur le filtre-pressé est lavé avec un peu d'eau et le liquide obtenu réuni au premier. On le lave ensuite avec une plus grande quantité d'eau et l'eau de lavage sert pour dissoudre la matière calcinée dans la précédente opération.

Dans le liquide clair, on dose le cobalt. D'après le poids trouvé, on ajoute une dissolution de chlorure de chaux, calculée pour le peroxyder, et on le précipite par une quantité de craie également calculée, comme on l'a fait pour le fer. La liqueur est passée au filtre-pressé, pour recueillir le précipité noir de sesquioxyde de cobalt, et le liquide est envoyé dans une cuve analogue à celle ci-dessus. Le précipité est lavé d'abord avec une petite quantité d'eau qui est réunie à la dissolution précédente ; on le lave ensuite jusqu'à ce qu'il ne précipite plus par l'oxalate d'ammoniaque. On se sert de ces eaux de lavages pour les dissolutions que l'on a à faire, l'excédent est jeté au canal.

Enfin, dans le liquide venant du filtre-pressé où l'on a recueilli le cobalt, on précipite le nickel à l'état de protoxyde vert, par un lait de chaux dont la proportion est basée sur un dosage du nickel. On brasse bien, puis on recueille l'oxyde de nickel sur un filtre-pressé où on le lave jusqu'à ce que les eaux de lavage ne précipitent plus par l'oxalate d'ammoniaque.

L'oxyde de nickel ainsi obtenu est étalé sur la sole d'un four à réverbère, sur une épaisseur de 25 centimètres et calciné pendant 12 heures ; son volume diminue des trois quarts.

Nous n'avons donné que la marche suivie, sans aucune indication de quantités de réactifs à employer, car elles sont très variables, suivant la composition des minerais et la conduite de l'opération. Cependant, voici pour la matte dont nous avons donné la composition plus haut, les quantités approximatives des matières mises en réaction :

Matte.	100 parties	
Acide chlorhydrique.	250	—
Chlorure de chaux.	70	— (22 ⁴¹¹ de Cl.)
Carbonate de chaux.	100	—
Chaux.	25	—

on obtient :

Oxyde de nickel	45 parties
Oxyde de cobalt.	10 —

2. — Traitement des mattes Bessemer.

Ces mattes sont concassées, pulvérisées et dissoutes dans l'acide chlorhydrique, comme s'il s'agissait des mattes ordinaires.

Le liquide clair est oxydé par un courant de chlore, ou mieux par une addition d'eau chlorée, préparée au moment de s'en servir. On calcule la quantité strictement nécessaire pour peroxyder le fer et on opère à 80° c. On précipite le fer par la craie, on filtre et on recommence la même opération pour précipiter le cobalt. Le liquide filtré renferme tout le nickel à l'état de chlorure. On en précipite les quatre cinquièmes par la chaux caustique et le reste par la soude, ou tout par la chaux en quantité strictement nécessaire. Le précipité d'oxyde de nickel est recueilli sur un filtre-pressé, lavé jusqu'à ce que les eaux ne précipitent plus par l'oxalate d'ammoniaque, et calciné au réverbère.

Avec une matte composée de :

Cuivre.	20 p. 100
Nickel.	63 —
Fer.	2 —
Soufre.	13 —

On emploie les doses de réactifs suivantes :

Matte	100 parties
Acide chlorhydrique	200 —
Chlore.	1 —
Carbonate de chaux.	3 —
Chaux.	70 —

on obtient :

Oxyde de nickel.	120 parties
--------------------------	-------------

Dans ce traitement, on peut remplacer la chaux par la magnésie et le carbonate de chaux par le carbonate de magnésie. On a, comme résidu, du chlorure de magnésium qu'il suffit de calciner pour en retirer l'acide chlorhydrique et la magnésie, qui peuvent entrer de nouveau en réaction.

CHAPITRE III

EXTRACTION DU NICKEL DES MINÉRAIS ARSÉNICAUX

I. — CONCENTRATION DES MINÉRAIS À L'ÉTAT DE SPEISS

1. — Concentration par grillages.

Le traitement des minerais arsénicaux ne diffère pas sensiblement de celui des minerais sulfurés, dont nous venons de parler. C'est toujours par une suite de grillages et de fusions, mais en ayant égard, toutefois, aux conditions suivantes :

1° L'arséniure de nickel fondu avec une scorie renfermant 33 p. 100 de protoxyde de fer, donne une scorie ne renfermant presque pas de nickel ; le cobalt, dans les conditions identiques, se comporte de même ;

2° Le nickel fondu avec de l'arsenic, passe presque complètement dans le speiss, tandis que le cobalt n'y passe que partiellement ;

3° Le silicate de nickel fondu avec de l'arsenic, donne un speiss ne renfermant que peu de nickel et de cobalt.

Donc, on doit éviter, autant que possible, de silicatiser les oxydes de nickel et de cobalt : il faut fondre les minerais avant de les réduire.

Voici la méthode généralement suivie pour amener les minerais arsénicaux à l'état de speiss. Nous prendrons comme exemple le traitement d'un nickel arsénical de Schladming renfermant :

Nickel	11 p. 100.
Cobalt	4 —
Fer.	40 —
Arsenic	38 —
Soufre	3 —

Grillage du minerai. — Le minerai convenablement trié est concassé en morceaux de deux ou trois centimètres de diamètre. On le soumet ensuite à un grillage dans des stalles d'une disposition particulière. Elles ont 5 mètres de longueur, 4 mètres de largeur et 1^m,20 de hauteur ; leur sole est en maçon-

nerie et munie de conduites à section carrée, de 20 centimètres de côté, pour la circulation de l'air. La figure 13, montre, en plan, la disposition de ces canaux.

Ces stalles sont chargées comme de coutume, d'abord avec 3 stères de bois que l'on étend sur la sole, puis avec 20 tonnes de minerai, mêlé avec 2 hectolitres de charbon de bois. On établit deux cheminées en bois, carrées, de

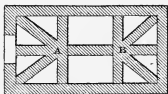


Fig. 13.

20 centimètres de côté, aux points A et B (fig. 13), où se réunissent les conduites réservées dans la sole.

On allume, comme il a été dit, et on laisse brûler pendant 8 jours. On recueille à la surface du tas de l'acide arsénieux et du sulfure d'arsenic.

100 kilogrammes de minerai donnent 88 à 90 parties de produits grillés.

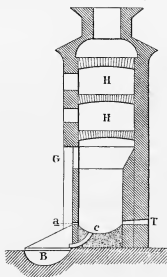


Fig. 14.

Première fusion. — Le minerai grillé est fondu dans un four à cuve ou dans un four à manche (fig. 4 et 5), avec 20 p. 100 de quartz. A l'usine de Schladming, on faisait usage d'un four à cuve spécial, dont nous allons donner la description, d'après M. Badoureau (1), et que nous représentons figure 14.

(1) *Annales des mines*, 1877

La section du four est un trapèze, la distance entre la face de la tuyère et la face antérieure est de 0^m,63, la largeur de la face de la tuyère est de 0^m,48 et la largeur de la face antérieure est de 0^m,55. La hauteur depuis la tuyère jusqu'au gueulard G est de 1^m,70. Le four est muni d'un creuset intérieur C, profond de 0^m,25 et capable de contenir 140 kilogrammes de speiss. La poitrine du four est fermée. Les scories coulent constamment par un trou de coulée a, situé à la partie supérieure du creuset intérieur. Le speiss rassemblé dans le creuset, en sort par un trou de coulée, situé à sa partie inférieure, qui le conduit dans deux bassins B. On forme des disques de 5 centimètres d'épaisseur, que l'on enlève avec des fourchettes. Les poussières entraînées par le courant gazeux, se déposent dans des chambres H H, placées au-dessus du four. La tuyère T, lance 40 à 50 mètres cubes d'air à la minute. Le speiss est coulé toutes les deux heures.

Dans un four semblable, on passe 5 tonnes de minerai grillé par jour, avec une consommation de 900 kilogrammes de charbon de bois. Le four est desservi par trois postes de deux ouvriers qui se remplacent toutes les huit heures. La garniture intérieure du four dure trente jours.

100 kilogrammes de minerai grillé rendent 29 kilogrammes de speiss et 88 parties de scories.

Le speiss premier présente la composition suivante :

Nickel	46
Cobalt	4
Fer	8
Cuivre	1
Arsenic	33
Soufre	1
Charbon, scories	1

Second grillage. — Le speiss, est concassé, en morceaux de deux à trois centimètres, et grillé sur la sole d'un four à réverbère (fig. 6.) par 1.000 kilogrammes à la fois pendant 12 heures. Les gaz de ce four avant de se rendre à la cheminée, passent dans des chambres de condensation pour recueillir l'acide arsénieux produit par le grillage. On consomme 10 stères de bois par opération.

Le speiss perd 6 à 7 p. 100 d'arsenic.

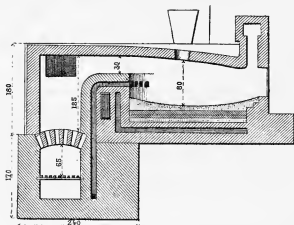
Seconde fusion. — La seconde fusion se fait comme la première et dans les mêmes fours. Le speiss concassé est mélangé avec 20 p. 100 de quartz. On consomme 250 kilogrammes de charbon de bois par tonne de speiss.

100 parties de speiss grillé donnent 80 parties de speiss second, ayant pour composition :

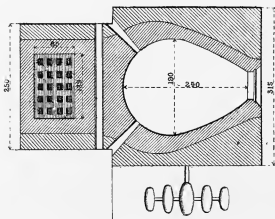
Nickel	54,0 p. 100
Cobalt	5,0 —
Cuivre	1,5 —
Fer	4,0 —
Arsenic	31,5 —
Soufre	1,0 —

Troisième grillage. — Le speiss second subit un troisième grillage au réverbère, comme le second. On ne consomme que 3 stères de bois par tonne de speiss, et il part environ 2,5 à 3 p. 100 d'arsenic. Le troisième grillage dure 10 à 12 heures.

Rôtissage pour speiss troisième. — Le speiss second grillé est affiné sur la



Coupe.



Plan.

Fig. 15 et 16. — Four hongrois.

sole d'un four à réverbère hongrois, que nous représentons en coupe verticale et en plan dans les figures 15 et 16, avec ses principales dimensions. On remarquera qu'il est muni d'une double grille. La grille inférieure formée de barreaux de fer et la grille supérieure façonnée en briques de scories. Le bois est chargé sur la première, par la combustion il se transforme en charbon de bois

qui tombe sur la grille du bas, où il achève de se consumer. L'acide carbonique produit par la combustion sur la première grille, se transforme en oxyde de carbone en passant sur le bois incandescent.

Par la trémie supérieure, on charge le four avec 2.000 kilogrammes de speiss grillé et l'on chauffe. Après 10 heures, il est fondu, on donne le vent par deux tuyères de 6 centimètres de diamètre, débitant ensemble 25 mètres cubes d'air à la minute, à la pression de 3 centimètres. Pour scorifier les impuretés, on ajoute de temps en temps un fondant composé de :

Quartz	60 parties
Verre	25 —
Carbonate de soude	15 —

Pour les 2.000 kilogrammes de speiss, on en ajoute 150 kilogrammes. Les scories sont noires, on les fait constamment couler. On les emploie comme fondants dans les première et seconde fusions.

L'affinage dure dix à douze heures, au bout desquelles on fait couler le speiss. La durée totale de l'opération, en comptant la chauffe pour fusion, est donc de vingt-quatre heures.

Le speiss concentré ainsi obtenu a la composition suivante :

Nickel	62 p. 100
Cobalt	7 —
Cuivre	2 —
Arsenic	27 —
Fer	2 —

Pour bien montrer les différents degrés de concentration des speiss, voici le poids des produits obtenus avec une tonne de minerai :

Mineral	1.000 kilogrammes
Mineral grillé	890 —
Speiss premier	270 —
Speiss premier grillé	210 —
Speiss second	175 —
Speiss second grillé	160 —
Speiss troisième	140 —

Nous avons pris comme exemple un minerai arsénié renfermant 11 p. 100 de nickel. Le traitement des minerais plus pauvres est le même. Avec un minerai à 4 ou 5 p. 100 de nickel, tel que celui de *Dobsina*, le premier speiss présente une composition comme celle-ci :

Nickel et cobalt	20,7 p. 100
Cuivre	1,6 —
Fer	44,3 —
Arsenic	21,3 —
Soufre	10,2 —

Le second speiss, provenant du grillage et de la fusion du premier, se trouve contenir :

Nickel et cobalt	31,9 p. 100
Cuivre	1,9 —
Fer	23,4 —
Arsenic	36,3 —
Soufre	3,1 —

Enfin, ce speiss grillé et affiné au four hongrois, donne un speiss riche, renfermant :

Nickel et cobalt.	50 à 52
Cuivre	1 à 2
Fer	8 à 10
Arsenic.	38 à 40
Soufre.	1 à 2

2. — Concentration au convertisseur.

M. Manhès a appliqué aux minerais arsénicaux le mode de traitement au convertisseur qu'il a employé pour les minerais sulfurés et a supprimé cette longue série d'opérations que nous venons d'exposer.

Le minerai est fondu directement dans un four à cuve, marchant au charbon de bois. Le lit de fusion se compose de :

Minerai.	100 parties
Quartz	10 —
Scorie du convertisseur	10 —

On consomme 200 kilogrammes de charbon de bois, soit 14 à 15 hectolitres par tonne de minerai, laquelle donne environ 300 kilogrammes de speiss.

Ce speiss est mis dans un convertisseur Manhès (fig. 8, 9, 10 et 11), et soumis pendant dix à quinze minutes au soufflage, c'est-à-dire jusqu'à ce que le speiss ne renferme plus que 10 à 12 p. 100 de soufre et arsenic et 1 à 2 p. 100 de fer. On doit suspendre le soufflage avant le départ complet du soufre et de l'arsenic, parce que, passé la limite indiquée ci-dessus, le nickel commence à s'oxyder. On aide à la scorification en ajoutant du quartz de temps en temps. Cependant nous préférons le fondant suivant :

Quartz	58 parties
Verre	22 —
Carbonate de soude.	10 —

L'ouverture du convertisseur doit être placée sous une hotte en communication avec une cheminée à fort tirage, pour enlever les vapeurs arsénicales qui se dégagent en abondance. L'acide arsénieux est condensé dans des chambres en briques ou dans des condenseurs centrifuges, dont nous parlerons en traitant de la métallurgie du cobalt.

Le speiss riche est coulé en pains de 5 kilogrammes.

Un minerai ayant une composition comme celle-ci :

Nickel.	12 p. 100
Cobalt	5 —
Fer	15 —
Arsenic	60 —
Soufre	8 —

a donné, après treize minutes de traitement dans le convertisseur, un speiss riche possédant l'analyse suivante :

Nickel.	60,0 p. 100
Cobalt.	27,5 —
Fer.	1,5 —
Arsenic.	10,5 —
Soufre	0,5 —

Les scories provenant du convertisseur renferment 2 p. 100 de nickel. On les fait passer à la fusion première.

II. — EXTRACTION DE L'OXYDE DE NICKEL DES SPEISS

Grillage.— Le speiss raffiné est grillé dans un four à réverbère par 250 à 300 kilogrammes à la fois. Pendant les quatre premières heures, le speiss est grillé seul, puis de une heure en une heure, pendant les quatre heures suivantes, on ajoute au minerai 2⁴¹,5 à 3 kilogrammes de poussier de charbon de bois, soit 12 kilogrammes en tout. Après la dernière addition, on chauffe deux heures; ensuite, on ajoute 30 kilogrammes d'un mélange de carbonate de soude et de salpêtre en parties égales. Cette addition se fait en trois fois, toutes les demi-heures; on chauffe ensuite deux heures. La durée totale de l'opération est donc de quatorze à quinze heures, pendant lesquelles on consomme 4 stères de bois.

Le salpêtre et le carbonate de soude donnent, en réagissant sur les arsénates métalliques, des arsénates alcalins solubles et des oxydes métalliques.

Lessivage.— La masse grillée est concassée et lessivée méthodiquement avec de l'eau chaude, dans des cuves en gradins. Le liquide est évaporé et donne de l'arséniate de soude. Le résidu du lavage est principalement formé d'oxyde de nickel, accompagné du cobalt, du cuivre, du fer et de l'antimoine qui se trouvaient avec lui dans le minerai.

On le dissout dans l'acide chlorhydrique étendu de deux fois son volume d'eau, à l'ébullition, dans des cuves en bois. Le liquide décanté est soumis à un courant d'hydrogène sulfuré qui ne précipite que le cuivre, l'antimoine et l'arsenic, s'il y en restait. On passe au filtre-pressé, la liqueur est peroxydée par le chlorure de chaux ou le chlore, de façon à faire passer le fer à l'état de perchlorure, que l'on précipite par une quantité calculée de carbonate de chaux ou de magnésie. Le liquide filtré ne renferme que du nickel et du cobalt. Ce dernier est peroxydé par le chlorure de chaux ou le chlore et précipité à l'état d'oxyde noir par le carbonate de chaux ou de magnésie. Enfin, dans le liquide clair, on précipite le nickel à l'état de protoxyde par la chaux ou la magnésie. Celui-ci est lavé à fond et desséché au four.

Nous passons rapidement sur toutes ces opérations, que nous avons déjà

indiquées en parlant des minerais sulfurés. Nous avons décrit la marche suivie, pour un speiss complexe, mais il est bien évident que lorsque le cuivre fera défaut, on supprimera la précipitation par l'hydrogène sulfuré, etc.

On trouvera aussi, dans les méthodes de traitement par voie humide des minerais oxydés, d'autres procédés de séparation industrielle des métaux qui accompagnent le nickel.

III. — TRAITEMENT DES MINERAIS COMPLEXES

Dans la méthode que nous venons d'indiquer pour le traitement des minerais arsénicaux, nous avons pris le cas le plus simple et le plus général, parce qu'il est le plus exploité. Mais on traite encore (plus guère aujourd'hui) des minerais complexes et pauvres en cobalt et nickel. Nous allons donner la méthode à suivre pour retirer économiquement ces métaux, d'un minerai renfermant du cuivre, du plomb, de l'argent, de l'antimoine, du soufre, de l'arsenic, du nickel et du cobalt.

1° Grillage en stalles à deux ou trois feux.

2° Fusion dans un four à cuve. On obtient d'une part un plomb argentifère, de l'autre un speiss riche en nickel, cobalt, arsenic, soufre, une matte de cuivre, et enfin des scories. Lorsque le minerai ne renferme pas assez d'arsenic pour entraîner tout le nickel et le cobalt dans le speiss, on en ajoute à la fusion.

3° Le speiss est grillé au réverbère.

4° Fusion du speiss grillé avec du sulfate de baryte ou de chaux. On a une matte de cuivre et un speiss enrichi.

5° Concentration du speiss au Bessemer ou four hongrois.

6° Grillage au réverbère avec addition de poussier de charbon d'abord, et d'un mélange de nitre et de sel de soude ensuite.

7° Lessivage pour séparer les arséniates formés.

8° Dissolution dans l'acide sulfurique étendu et à l'ébullition; filtration.

9° Précipitation de l'argent, s'il s'en trouve par le sel marin; filtration.

10° Précipitation du cuivre, de l'antimoine et de l'arsenic par un courant d'hydrogène sulfuré.

11° Peroxydation du fer par le chlore ou le chlorure de chaux et précipitation par le carbonate de chaux.

12° Peroxydation et précipitation du cobalt comme ci-dessus.

13° Précipitation du nickel par un lait de chaux ou du carbonate de soude.

14° Lavage, essorage et calcination de l'oxyde de nickel.

15° Les mattes de cuivre obtenues dans les deuxième et troisième opérations renferment toujours un peu de nickel, on les traite par la méthode indiquée à propos des minerais sulfurés.

Nous devons ajouter que depuis la découverte des mines de la Nouvelle-Calédonie, l'extraction du nickel des minerais pauvres et complexes ne présente plus aucun intérêt.

CHAPITRE IV

EXTRACTION DU NICKEL DES MINÉRAIS OXYDÉS

I. — TRAITEMENT PAR LA VOIE SÈCHE

Les procédés par la voie sèche se ramènent à deux :

1^o Réduction partielle du minerai avec le charbon en quantité telle que le nickel seul soit ramené à l'état métallique; la masse frittée est passée dans un appareil magnétique qui sépare le métal obtenu;

2^o Réduction totale du minerai et affinage du métal obtenu sur sole ou dans un appareil Bessemer.

1. — Réduction partielle du minerai.

Dans son brevet du 15 février 1876, M. Garnier indique le moyen de fabriquer directement le nickel métallique, en réduisant le minerai par le charbon dans un four à manche, sans arriver à la fusion.

Le minerai est pulvérisé et mélangé à des fondants (carbonate de chaux, spath fluor, etc.) et du charbon en poudre. Le tout est aggloméré avec du goudron et moulé en briquettes, qui sont séchées et cuites. Elles sont ensuite chargées dans un haut-fourneau. La scorie renferme des grenailles de nickel que l'on sépare soit par une lévigation, soit au moyen d'un électro-aimant.

Le métal obtenu est un carbure de nickel, une sorte de fonte de nickel qui doit être affinée comme la fonte de fer pour le débarrasser du carbone, du fer et autres impuretés qu'elle renferme. A cet effet, elle est soumise soit à un puddlage, soit à un traitement sur sole ou dans un convertisseur Bessemer. Le nickel qui reste, soit à l'état fondu, soit sous forme de loupe, est coulé ou découpé pour être vendu au commerce.

Les premiers lingots de nickel, obtenus par cette méthode, ont été obtenus par M. Herrenschildt, en 1873, à Melbourne, dans les ateliers de construction

de machines de Langland et C^e; ils ont figuré à diverses expositions, en Australie et en Amérique.

Le défaut de ce procédé, qui l'a fait abandonner par son auteur, est que la température élevée, nécessaire à la réduction, détériore rapidement la maçonnerie. De plus, le métal ne s'agglomérant pas en une fonte liquide, il fallait à chaque opération démaçonner la partie inférieure du four pour en sortir les scories retenant les grenailles.

Le 13 octobre 1886, M. Levat, directeur de la société *le Nickel*, à Nouméa, a pris un brevet pour un procédé de réduction des minerais oxydés ou silicatés de nickel. Ceux-ci sont chargés par couches alternatives avec un combustible quelconque, mais principalement avec le bois, dans un four coulant ou dans un four à manche continu ou discontinu. Lorsque le minerai, par sa composition, ne se prête pas aisément au ramolissement et au frittage, il est additionné d'un fondant calcaire, basique ou siliceux et mis en briquettes. Le frittage terminé, le produit est divisé par grosseurs et passé dans des laveurs qui séparent les grains métalliques des gangues. Nous relèverons une erreur de M. Levat, qui prétend réduire le minerai au rouge sombre, ou même simplement en meules ou en murailles; la température doit être au minimum de 1.700 degrés.

Actuellement voici comment l'on opère :

Mode opératoire. — Le minerai trié, est pulvérisé dans un appareil approprié, un broyeur cyclone (fig. 20), par exemple, et mélangé avec du charbon de bois et du carbonate de chaux pulvérisés. Le mélange se fait à peu près dans les proportions suivantes, et varie suivant la composition du minerai.

Minerai.	1,000
Carbonate de chaux	50
Charbon	60
Scories	50

La quantité du carbone est juste suffisante pour réduire le nickel, sans toucher sensiblement au fer. La masse est agglomérée avec du goudron et séchée pendant quelques heures sur la sole d'un four à réverbère, jusqu'à ce qu'elle soit devenue en morceaux cassants. Elle est ensuite passée au broyeur pour la réduire en grains de la grosseur d'une noix.

A cet état, on la charge sur la sole d'un four à réverbère à chaleur récupérée, tel que le four Siemens ou celui de Ponsard, capable de produire une température de 1.800 degrés. En six ou huit heures, la réduction de 2.500 kilogrammes de minerai est terminée. La masse frittée est jetée encore chaude dans de grands bassins en ciment remplis d'eau, où elle s'émiette. Elle est ensuite étendue sur un aire plane en ciment, inclinée, pour l'essorer. On la passe ensuite dans un broyeur à chocs, comme le cyclone (fig. 20) le Vapart, le Carr ou le Hall, de façon à bien dégager les grains de nickel de la gangue qui les entoure.

On passe la matière ainsi préparée dans un trieur magnétique qui sépare tous les grains de nickel. Le trieur magnéto-mécanique de Charles Vavin convient très bien pour ce travail. Nous le représentons dans les figures 17 à 19.

Il se compose de deux cylindres superposés A et B, tournant dans le même

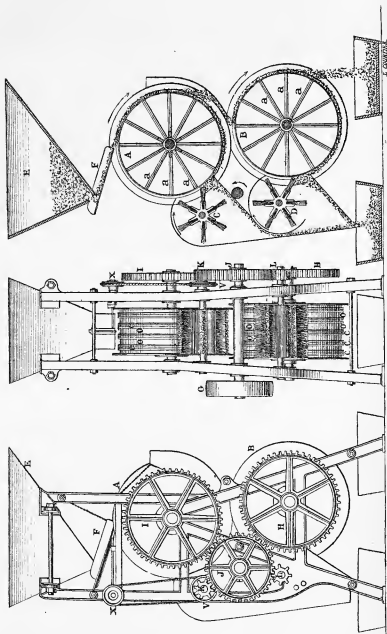


Fig. 17, 18 et 19. — Trieur magnétique de Vavin.

sens et sur lesquels la matière à trier vient s'éparpiller. Ce qui n'est pas trié par l'un, l'est nécessairement par l'autre.

La surface de ces cylindres est formée de bandes de fer doux *ccc*, séparées par d'autres bandes en cuivre *ooo*. Chaque lame de fer est en contact avec une série d'aimants enchevêtrés, représentés sur la figure 19, par les lettres *aaa*. Ces aimants ont la forme ordinaire des aimants et leurs branches s'appuient l'une sur une bande et l'autre sur la bande voisine pour intercaler les pôles. C et D sont des brosses tournant en sens contraire des cylindres et venant faire tomber la limaille y adhérent. La matière à séparer se place dans la trémie E, d'où elle tombe sur un plan incliné F, doué d'un mouvement oscillatoire latéral qui l'oblige à s'éparpiller uniformément sur les bandes. La scorie tombe à droite, tandis que le nickel tombe à gauche. G est une poulie recevant la commande du moteur. J est une roue qui commande les roues I et H faisant mouvoir les cylindres, et les pignons K et L qui actionnent les brosses.

Une machine mesurant 70 à 80 centimètres sur 30 à 40 comme base et environ 1^m,60 de hauteur, trie 300 kilogrammes à l'heure, à la vitesse de 32 tours par minute et une force de 1/3 de cheval-vapeur. Une machine suffit donc pour alimenter un four.

Le nickel ainsi obtenu est carburé, on le fond au creuset et on l'affine soit par oxydation sur sole ou dans un Bessemer, soit par addition de magnésium ou d'aluminium.

2. — Réduction totale du minerai.

Cette méthode a été imaginée par M. Garnier, en 1876, qui l'a perfectionnée dans la suite. Le minerai est traité dans un haut-fourneau, absolument comme s'il s'agissait de fabriquer de la fonte de fer, ce qui nous dispensera d'une plus longue description. On obtient une fonte nikelifère ayant à peu près la composition suivante :

	I	II
Fer.	58,0 p. 100	23,30 p. 100
Nickel.	35,1 —	71,50 —
Chrome, manganèse, cobalt.	1,5 —	" —
Carbone	3,0 —	1,72 —
Silicium	2,4 —	2,40 —
Soufre	*	0,55 —

Cette fonte est affinée sur la sole d'un fourneau à réverbère ou au convertisseur Bessemer ordinaire. Le carbone et le silicium opèrent les premiers leur départ, puis vient le tour des métaux, tels que le chrome; le manganèse et le fer, qui disparaissent à l'état d'oxydes et ensuite à l'état de scories, dans l'ordre de leur affinité pour l'oxygène; le soufre disparaît en dernier lieu. Le nickel est ensuite coulé, mais auparavant on le rend malléable comme nous le dirons plus loin.

Ce procédé est exclusivement basé sur la voie sèche et ne comporte que deux opérations. C'est celui qui est employé à Septèmes, près Marseille, où l'on reçoit et traite les fontes envoyées de Nouméa. On l'a abandonné pour la

préparation du nickel pur, mais il est toujours en usage pour l'obtention des alliages de fer et de nickel, sur lesquels nous reviendrons.

Sébillot mélange le minerai avec du charbon et chauffe dans un four à réverbère pour obtenir une réduction du métal. Il obtient un carbure de nickel qu'il fond au creuset dans un four de verrerie. Les creusets de M. Sébillot sont fixes et ont un trou de coulée.

Selve et Lotter réduisent le minerai à l'état de fonte de nickel en le chauffant avec des oxydes supérieur de manganèse.

Mason et Parkes fondent le minerai oxydé avec du minerai de cuivre oxydé et des fondants convenables sur la sole d'un four à réverbère. Ils obtiennent un alliage de nickel, cuivre et fer, qu'ils fondent une seconde fois avec de l'oxyde de cuivre, afin d'entraîner le fer dans une scorie. Ils proposent aussi d'employer le chlorure de plomb pour entraîner les dernières traces de fer à l'état de chlorure. On a ainsi un bronze de nickel que l'on peut utiliser tel quel. Si l'on voulait en retirer le nickel pur, il faudrait passer par la voie humide, c'est-à-dire dissoudre l'alliage grenailé dans l'acide chlorhydrique, précipiter le cuivre par l'hydrogène sulfuré, filtrer et précipiter le nickel par la magnésie.

II. — TRAITEMENT PAR LA VOIE MIXTE

1. — Réduction par les sulfures.

Dans la méthode mixte, la réduction de l'oxyde de nickel s'obtient au moyen du soufre ou des sulfures alcalins ou alcalino-terreux, tels que : le soufre natif, la charrée de soude, les sulfates de chaux et de baryte, la pyrite cuivreuse, etc. A cause du bas prix, on donne généralement préférence au sulfate de chaux et à la pyrite cuivreuse. Dans tous les cas, on obtient une matte nikelifère que l'on soumet au traitement de la voie humide pour en retirer l'oxyde de nickel pur.

Pulvérisation. — Le minerai est concassé et réduit en poudre dans un broyeur quelconque, mais particulièrement le broyeur cyclone que nous recommandons à nos lecteurs. Cette invention consiste dans l'application du mouvement de l'air au broyage des corps. La machine servant à utiliser cette force est représentée figures 20, 21 et 22. Elle se compose essentiellement de deux batteurs en forme d'hélice, tournant à une très grande vitesse et montés sur deux arbres légèrement inclinés, chacun de ces arbres porte une poulie recevant, par l'intermédiaire d'une courroie ou autre organe de transmission, un mouvement de rotation qui, suivant les modèles des machines, varie de 1.000 à 3.000 tours à la minute.

Les deux batteurs tournent, en sens inverse l'un de l'autre, dans une chambre en fonte *a*, dite chambre de pulvérisation et ayant à peu près la forme de deux troncs de cônes juxtaposés par leurs grandes bases. Cette chambre est prolongée à sa partie supérieure par un coffre rectangulaire en

tôle, sur lequel sont fixées les trémies de chargement *d*, des matières à pulvériser.

L'alimentation de la machine s'opère automatiquement par le mouvement de rotation de deux cylindres distributeurs à cannelures, logés dans les trémies de chargement. Un ensemble de roues coniques, leviers, rochets et cliquets sert à mettre en mouvement les cylindres distributeurs. L'appareil à pulvériser est

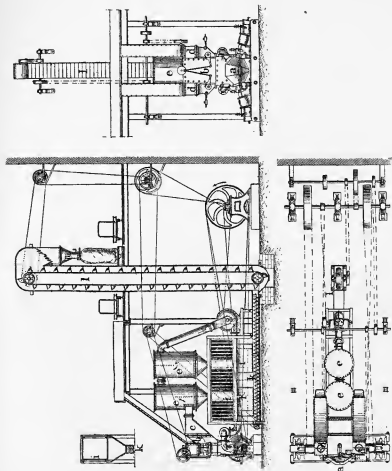


Fig. 20, 21 et 22.

complété par des orifices d'appel d'air en forme de coudes, munis chacun d'une valve ou papillon.

Les deux batteurs engendreront en tournant deux tourbillons d'une énergie extraordinaire.

Les matières soumises à leur action sont entraînées, projetées, les unes contre les autres avec une puissance destructive extrême, et se brisent presque instantanément en particules qui, elles-mêmes, sont réduites à un état de ténuité plus grande, et cela jusqu'à l'impalpabilité.

Les matières ainsi réduites sont entraînées par un ventilateur *g*, dont la force d'aspiration est réglable à volonté, dans des chambres de dépôt ayant des dimensions variables suivant la nature du corps à pulvériser et aussi suivant l'état de ténuité du produit à obtenir. Ces matières s'y classent naturellement, en raison de leur degré de finesse et de densité, sans avoir besoin de recourir ni au tamisage ni au blutage. Le corps à pulvériser doit être préalablement concassé de telle façon qu'il puisse être entraîné facilement par des tourbillons; s'il est très dense comme le quartz, le minerai, ses dimensions ne doivent pas dépasser celles d'une grosse noix.

Le tableau suivant indique les dimensions principales, forces motrices nécessaires et rendements des trois modèles de pulvérisateurs cyclones actuellement construits :

	I	II	III
Diamètre des hélices.	0 ^m ,305	0 ^m ,610	0 ^m ,900
Force motrice absorbée en chevaux. . . .	10	25	40
Rendement à l'heure, état impalpable. . .	400 kil.	1.500 kil.	3.000 kil.

Réduction. — Le minerai en poudre fine et mélangé à 10 p. 100 de plâtre, est aggloméré avec du goudron ou même simplement avec de l'eau. On en forme une pâte épaisse dans un malaxeur, on l'étend sur des tôles sous une épaisseur de 5 à 6 centimètres, et on la laisse sécher douze heures. Elle est ensuite calcinée à la température de 150 à 160 degrés, dans un four rectangulaire, pendant quatre heures, c'est-à-dire pendant le temps nécessaire pour l'amener à l'état de masse sèche et friable. A la sortie du four, la masse est broyée entre deux cylindres.

Dans un four à cuve, on charge tous les quarts d'heure un panier de coke et six paniers de minerai aggloméré. En un jour on passe donc 8 tonnes de minerai avec 1.200 kilogrammes de coke. Il se produit une matte composée de sulfure de nickel et de sulfure de fer et une scorie de silicate de magnésium et de chaux mélangée de sulfures. La matte est coulée dans des bassins de façon qu'après refroidissement elle soit en pains de 5 centimètres d'épaisseur sur 80 centimètres de diamètre. Les scories renfermant encore du nickel sont mélangées avec 10 p. 100 de plâtre et repassées au cubilot. On obtient une matte pauvre renfermant tout le nickel, que l'on mélange à la première ou que l'on traite à part.

Grillage. — La matte est cassée, broyée entre deux cylindres en morceaux n'ayant pas plus de 1 centimètre de largeur, et envoyée sur la sole d'un four à réverbère pour lui faire subir un premier grillage. Ce four est du type ordinaire, sa voûte est fortement surbaissée et sa sole a 10 mètres de longueur. La matte est introduite à l'extrémité et, à l'aide de ringards, on le fait avancer progressivement vers la chauffe, où on la sort par une porte ménagée à cet effet. Ce grillage dure huit heures.

Après refroidissement, la matte est pulvérisée en poudre grossière et elle est repassée au four à réverbère pendant six heures.

Ce grillage a pour but de transformer le sulfure de fer en peroxyde de fer.

Dissolution. — La matte grillée est passée au broyeur pour ramener à l'état de poudre les morceaux qui se sont agglomérés. On la met dans des bonbonnes en grès de 80 centimètres de diamètre au ventre et de 1 mètre de hauteur, A A (fig. 23), disposées sur deux lignes dans un bain-marie CC. Ces bonbonnes portent trois ouvertures : une a, au milieu, fermée par un couvercle hydraulique pendant l'opération, servant pour l'emplissage et la vidange ; une seconde b, sert au dégagement de l'acide sulfhydrique qui se rend par le tube c dans les bonbonnes KK à moitié remplies d'eau ; la troisième, h, laisse

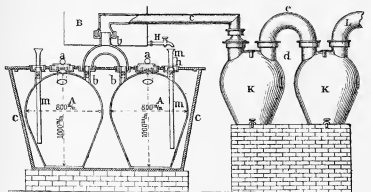


Fig. 23.

passer un tube m, par lequel on introduit l'acide chlorhydrique contenu dans le réservoir B. Au moyen du robinet H, on fait couler peu à peu l'acide sur la matte pulvérisée, jusqu'à cessation de dégagement gazeux et dissolution totale des métaux. Par 100 kilogrammes de matte, on emploie 300 kilogrammes d'acide chlorhydrique du commerce. Pendant tout le temps de la dissolution, on chauffe l'eau du bain-marie au moyen d'un tube de vapeur. La température du liquide intérieur des bonbonnes doit être d'environ 80 degrés.

Le fer et le nickel sont à l'état de chlorures.

Précipitation. — Le liquide de toutes les bonbonnes est réuni dans une grande cuve en bois, placée sous une hotte en communication avec la cheminée de l'usine. On fait barboter un courant d'air, légèrement chauffé, dans cette cuve, pour chasser l'acide sulfhydrique qui y est encore à l'état de dissolution. Pendant ce temps on dose le fer contenu dans la liqueur sous ses deux états.

Le protochlorure de fer est peroxydé par une addition calculée de chlorure de chaux. Une demi-heure après l'oxydation, on précipite totalement le fer par du carbonate de chaux en poudre fine et en quantité strictement nécessaire. La masse est agitée pendant une demi-heure par une insufflation d'air et envoyée au filtre-pressé pour séparer le peroxyde de fer précipité. Celui-ci est lavé à plusieurs eaux qui sont ensuite réunies au liquide principal.

La dissolution claire est envoyée dans une cuve semblable à la première, dans laquelle on précipite le nickel à l'état de protoxyde par un lait de chaux et une agitation énergique. La liqueur est envoyée sur le filtre-pressé, pour

séparer l'oxyde de nickel et celui-ci est lavé jusqu'à ce que les eaux de lavage ne précipitent plus par l'oxalate d'ammoniaque.

L'oxyde de nickel ainsi obtenu offre un volume considérable, on le dessèche sur la sole d'un four à réverbère, à la température de 200 degrés pendant trois heures. Pour éviter d'introduire soit du fer, soit du silicium dans l'oxyde, lorsqu'on prépare le nickel pur, la sole du four à sécher est constituée par une plaque en tôle émaillée.

L'oxyde de nickel est pulvérisé au sortir du four, mis en suspension dans de l'eau chauffée à 80 degrés par un barboteur de vapeur, et lavé pendant une demi-heure. On passe au filtre-pressé, on lave de nouveau à l'eau tiède, finalement l'oxyde est mis sur des plaques émaillées, que l'on expose ensuite sur les fours de grillage, pour le sécher lentement.

MODIFICATION. — La méthode que nous venons de donner est la plus en usage, mais on peut scorifier la plus grande partie du fer dans un convertisseur Bessemer et finir le traitement comme nous l'avons indiqué, ou mieux opérer par la méthode électrolytique que nous décrirons plus loin. La métallurgie du nickel devient alors d'une grande simplicité.

Le minerai est réduit en poudre, aggloméré avec du plâtre et réduit au four à cuve. La matte obtenue est passée au convertisseur Bessemer (fig. 8 ou 11), avec du quartz et ramené à n'avoir plus que 1 ou 2 p. 100 de fer et 8 à 10 p. 100 de soufre. La matte concentrée est réduite en poudre et attaquée par l'acide chlorhydrique pour dissoudre les métaux à l'état de chlorures. Le fer est oxydé par un courant de chlore et précipité par du carbonate de magnésie en quantité dosée. Après filtration, le nickel est précipité par de la magnésie en poudre. Les eaux mères renferment du chlorure de magnésium, on les évapore, on les calcine et on régénère de cette façon : d'une part l'acide chlorhydrique et de l'autre la magnésie, qui entrent de nouveau dans la fabrication.

Cette manière d'opérer est la plus rationnelle et la plus économique. C'est celle qui est appelée à faire baisser sensiblement le prix du nickel.

A la place du plâtre on peut employer des pyrites de cuivre pour réduire le minerai. On obtient alors une matte cuivreuse dont le traitement ultérieur ne diffère pas de celui que nous venons de décrire. Le sulfure de cuivre reste insoluble à l'attaque par l'acide chlorhydrique.

2. — Procédé à l'acide sulfurique.

Le minerai pulvérisé est chauffé dans un four à réverbère, dont la sole est en fonte, avec de l'acide sulfurique en quantité suffisante pour transformer tous les oxydes en sulfates. Pour 100 parties de minerai, il faut environ 70 parties d'acide sulfurique. Après deux heures de chauffe, on prend un essai qui doit se dissoudre complètement dans l'eau. On laisse refroidir la masse, on la concasse et on la lessive méthodiquement à l'eau, de manière à dissoudre les sulfates de magnésie et de nickel, et laisser en grande partie du sulfate de fer dans le résidu, parce qu'il est moins soluble.

La dissolution est envoyée dans une cuve et totalement précipitée par la

chaux, il se forme un précipité complexe formé d'oxyde de nickel, d'oxyde de fer, de magnésie et de sulfate de chaux. On le lave bien à l'eau et on le met, dans une cuve close, digérer avec une dissolution ammoniacale qui ne dissout que l'oxyde de nickel. Cette dissolution est envoyée dans une chaudière où on l'évapore à siccité : l'ammoniaque se dégage et sert à un nouveau traitement, l'oxyde de nickel pur reste comme résidu, il est lavé à l'eau et séché au four.

Ce procédé, que nous avons employé plusieurs fois pour préparer du nickel et du sulfate de nickel galvanoplastique, nous a toujours donné de bons résultats. Pour obtenir le sulfate de nickel, il suffit de dissoudre l'oxyde lavé dans l'acide sulfurique.

III. — TRAITEMENT PAR LA VOIE HUMIDE

On a imaginé un grand nombre de procédés pour traiter des minerais de la Nouvelle-Calédonie par la voie humide, tels sont ceux de Christoffe, de Montfiore, de Kamienski, de Rousseau, de Sébillot, d'Araud, de Clarke, de Dixon et Ratte, de Herrenschmidt, etc., mais peu ont donné des résultats pratiques satisfaisants. Nous ne décrivons que ceux que l'expérience a sanctionnés.

1. — Procédé à l'acide chlorhydrique.

Le minerai broyé en poudre fine est dissout dans l'acide chlorhydrique dans des bonbonnes en grès chauffées au bain-marie (fig. 23). La dissolution étant faite, on peroxyde le fer soit par le chlorure de chaux, soit par l'eau chlorée, et on le précipite par le carbonate de chaux, comme nous l'avons maintes fois expliqué. Dans le liquide filtré, le nickel est précipité par un lait de magnésie.

Montfiore précipite le fer peroxydé par la magnésie ou le carbonate de magnésie et le nickel par un lait de magnésie à chaud.

Kamienski peroxyde le fer par l'eau chlorée, le précipite par le carbonate de magnésie et, après douze heures de contact, filtre et précipite le nickel par le carbonate de soude à l'ébullition et en quantité calculée.

Rousseau avait aussi indiqué le carbonate de baryte pour précipiter le fer, car il ne précipite le nickel qu'à l'ébullition.

Nous avons nous-même expérimenté le procédé suivant :

Le minerai est dissous dans l'acide chlorhydrique, le fer est peroxydé par le chlore et précipite par le carbonate de chaux. Après filtration, on précipite à l'ébullition le nickel et la magnésie par un lait de chaux. Le précipité recueilli sur un filtre est lavé à l'eau froide et mis à digérer avec l'ammoniaque qui ne dissout que l'oxyde de nickel. La solution ammoniacale est ensuite évaporée, elle laisse comme résidu de l'oxyde de nickel pur et de l'ammoniaque qui sert pour une opération suivante.

On a aussi proposé de précipiter le nickel de la solution débarrassée du fer par une addition de sulfure de calcium. Il se forme un précipité de sulfure de

nickel que l'on dissout dans l'acide sulfurique pour avoir du sulfate de nickel employé pour le nickelage.

2. — Procédé Malbec.

Le minerai est réduit en poudre dans un broyeur quelconque, puis lavé pour séparer les parties les plus riches par différence de densité.

La poudre de minerai est dissoute dans l'acide chlorhydrique étendu d'eau, dans des cuves en bois, et légèrement chauffé par un barbotage de vapeur. La gangue reste insoluble, tandis que le nickel, le cobalt et le fer se dissolvent. On sépare le liquide du résidu soit par décantation, soit par filtration au filtre-pressé. La dissolution est oxydée au contact de l'air en la faisant tomber en pluie dans un grand bassin ou sur des fagots. Le fer passe à l'état de perchlorure de fer. La masse est additionnée de carbonate de magnésie et agitée par un barbotteur à air comprimé : le fer et le cobalt se précipitent et le nickel reste en dissolution. On sépare le liquide en passant le tout au filtre-pressé et dans la liqueur claire on précipite le nickel à l'état d'oxyde ou de carbonate, en le faisant bouillir avec de la magnésie ou du carbonate de magnésie en quantité dosée d'après la proportion de nickel tenu en dissolution.

On sépare l'oxyde de nickel au filtre-pressé, on le lave à plusieurs reprises avec de l'eau tiède et de l'eau froide. Il est prêt pour la réduction.

On peut aussi opérer de la manière suivante :

La liqueur chlorhydrique oxydée à l'air est bouillie avec du carbonate de magnésie; tous les métaux sont précipités à l'état d'oxydes : on passe au filtre-pressé pour séparer le liquide. Les oxydes sont lavés, et traités par l'ammoniaque étendue qui dissout les oxydes de cuivre et de nickel et laisse le fer insoluble. De la solution ammoniacale, on précipite le nickel par la potasse, on filtre pour recueillir l'oxyde de nickel, et le liquide est chauffé dans une chaudière : l'ammoniaque se dégage et sert à une nouvelle dissolution, tandis que la potasse reste en dissolution et sert à une nouvelle précipitation.

Au lieu de précipiter le liquide ammoniacal par la potasse, on peut simplement évaporer l'ammoniaque qui laissera les deux oxydes (de cuivre et de nickel) à l'état insoluble, que l'on dissoudra ensuite dans l'acide chlorhydrique et dont on séparera le cuivre par les méthodes indiquées.

On a comme résidu du premier traitement, du chlorure de magnésium qu'il n'y a qu'à évaporer et à calciner dans des cylindres en fonte, pour obtenir d'une part de la magnésie et, de l'autre, de l'acide chlorhydrique. Comme on le voit, tous les réactifs sont régénérés.

M. Malbec se sert aussi d'un procédé mixte. Le minerai est grillé pour peroxyder le fer, puis traité par l'acide chlorhydrique en quantité suffisante pour la dissolution, et le traitement se continue comme ci-dessus.

3. — Procédé à l'acide sulfureux.

Ce procédé, calqué sur celui de Dixon et Ratte pour le traitement des mine-

rais de cobalt, consiste à saturer d'acide sulfureux le minerai pulvérisé délayé dans de l'eau en bouillie claire et à la température de l'ébullition. Le fer reste à l'état insoluble, seul l'oxyde de nickel se dissout à l'état de sulfite. On opère dans une cuve cylindrique en tôle doublée de plomb, munie d'un agitateur. Lorsque le liquide est saturé, la solution est décantée et précipitée par le sulfure de sodium ou de calcium. Mais, on peut agir plus simplement, en précipitant l'oxyde de nickel par un lait de chaux, il se forme du sulfite de chaux soluble et de l'oxyde de nickel qu'on lave à plusieurs eaux (V. *Métallurgie du cobalt*, procédé Dixon et Ratte).

4. — Procédé au protochlorure de fer.

M. Herrenschmidt fait bouillir le minerai réduit en poudre impalpable avec du protochlorure de fer en dissolution : il se forme du chlorure de nickel, tandis qu'une quantité de fer correspondant reste dans le résidu. Mais, il vaut mieux dissoudre une partie du minerai dans l'acide chlorhydrique, comme nous l'avons dit, de façon à transformer le fer et le nickel en protochlorures. La liqueur est ensuite mise en contact avec des rognures de fer métallique pour transformer en protochlorure une partie de fer qui se trouve à l'état de perchlorure. Cette liqueur est mise à bouillir avec une quantité convenable de minerai en poudre, de façon que son chlorure de fer solubilise le nickel du minerai en précipitant son fer et en laissant celui du minerai insoluble.

Le liquide clair est ensuite précipité par le chlorure de chaux et le carbonate de chaux, de façon à éliminer le fer qu'il peut encore contenir. Le nickel est précipité, après filtration, par la chaux, lavé et séché. (V. *Métallurgie du cobalt*.)

Nous ne décrivons pas ici le procédé Clarke, car on en trouvera les détails à propos de l'extraction du cobalt des minerais de la Nouvelle-Calédonie, que nous donnons plus loin.

CHAPITRE V

PRÉPARATION DU NICKEL MÉTALLIQUE

I. — PRÉPARATION DES CUBES DE NICKEL

Les cubes de nickel sont obtenus par la réduction de l'oxyde de nickel produit, par voie humide, dans les opérations précédentes. Cette réduction peut se faire soit par le carbone, soit par l'oxyde de carbone, soit enfin par l'hydrogène. On se sert généralement du carbone, mais ces dernières années on a employé la réduction par l'oxyde de carbone et l'hydrogène.

Nous allons étudier ces procédés, particuliers à la métallurgie du nickel.

1. — Réduction par le carbone.

Dans un malaxeur (fig. 24), composé d'une auge cylindrique A, montée sur un socle B, à l'intérieur de laquelle se trouve un agitateur à hélices, actionné par la poulie O, on met de la pâte d'oxyde de nickel, de la farine et un peu de mélasse pour agglomérer. On fait, par exemple, le mélange suivant :

Pâte d'oxyde de nickel.	94 kilogrammes.
Farine ou fécule	4 —
Mélasse.	2 —

On remplace souvent la farine par du charbon de bois réduit en poudre fine. On se sert alors d'un mélange composé de :

Pâte d'oxyde de nickel.	95 kilogrammes.
Charbon de bois	3 —
Mélasse	2 —

Souvent, dans certaines usines, on se contente d'ajouter à la pâte d'oxyde de nickel, 5 à 6 p. 100 de mélasse.

On mélange bien le tout pendant une demi-heure pour avoir une masse homogène. On démasque l'ouverture C, et la matière est poussée au dehors par suite de la disposition des hélices du malaxeur; on règle sa sortie en ouvrant plus ou moins l'orifice à l'aide de la porte à coulisse.

La pâte est reçue dans des moules en fer-blanc mesurant 25 centimètres de long, 75 centimètres de large et 10 millimètres de profondeur et pouvant contenir 2 kilogrammes de matière. On égalise bien la surface des gâteaux avec une règle parfaitement droite. Chaque malaxeur renferme 200 kilogrammes de pâte, pouvant faire 100 gâteaux.

Ceux-ci sont portés pendant 20 ou 25 minutes dans un four de boulanger chauffé à la température de 140 à 150 degrés. Au bout de ce temps, on les retire

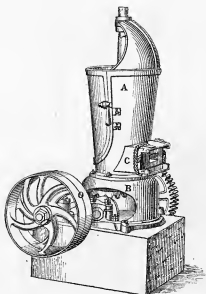


Fig. 24.

du four, en commençant par les gâteaux qui ont été introduits les premiers. On les démoule sur des plaques de tôle ayant des dimensions un peu plus grandes, et, à l'aide d'un couteau bien tranchant, guidé par une règle à section carrée, on découpe ces gâteaux d'abord en bandes de 12 centimètres de largeur, puis transversalement en carrés de mêmes dimensions. L'ouvrier chargé de ce travail, saisit le couteau par les deux mains, l'introduit dans la pâte, et soulève par adhérence la tranche détachée et la pose un peu plus loin. Il recommence le même travail en travers, pour détacher les bandes en cubes. Un gâteau donne 250 cubes, et en une heure, un ouvrier découpe 2.000 cubes.

Pour ce débitage, on se sert aussi d'un couteau circulaire à six lames parallèles et espacées entre elles de 12 millimètres. En trois passes, on découpe les gâteaux en long, et en deux passes on les découpe en travers.

Les plaques de tôles portant les dés sont remises dans le four, à la température de 150 degrés pendant six heures, c'est-à-dire jusqu'à ce qu'ils ne fument plus. Arrivés à ce degré de dessiccation, ils sont consistants et ne se collent plus entre eux.

Les cubes sont ensuite placés dans des creusets en terre réfractaire mesurant 25 centimètres de hauteur et 15 centimètres de diamètre à la partie supérieure. Ces creusets sont fabriqués avec : 45 p. 100 d'argile brute, 45 p. 100 d'argile réfractaire et 10 p. 100 de coke ou de graphite. Dans chaque creuset on met 1.250 cubes, soit 5 gâteaux, en les séparant par de la poudre de charbon de bois ; soit 10 kilogrammes d'oxyde de nickel et 1 kil. 2 de charbon.

Dans les petites usines, la réduction se fait dans des fourneaux à cuve

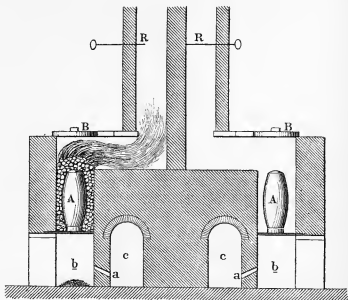


Fig. 25.

(fig. 25), pouvant contenir quatre creusets de chaque côté. Leur longueur est de 70 centimètres et leur largeur de 45 centimètres par moitié, soit 90 centimètres pour la largeur totale de deux fourneaux adossés, comme le montre la figure. La hauteur de la grille au gueulard est de 90 centimètres et jusqu'au rampant de 0^m,75. Les creusets AA sont placés sur un fromage de 8 centimètres de hauteur. La cuve se ferme par un couvercle BB horizontal composé de briques réfractaires, reliées par un cadre en fer, ou bien en grès siliceux de la même espèce que celui qui sert à revêtir les parois intérieures de la cuve. L'air nécessaire à la combustion arrive des galeries CC, établies dans le massif, par des ouvertures aa correspondant à chaque cendrier. Les galeries CC sont ouvertes aux deux extrémités. Chaque cuve a sa cheminée C particulière et munie d'un registre R, qui permet de régler le tirage que l'on

active en faisant aboutir chaque gaine dans une cheminée ayant 15 à 20 mètres de hauteur.

On chauffe au coke, qui a, sur la houille, l'avantage de développer en brûlant une chaleur plus intense, sans que ses cendres s'agglomèrent pour former des mâchefers qui risquent de s'attacher aux creusets et de les détériorer. La durée totale d'une opération est de huit heures et la chaleur produite doit être de 1.200 degrés. Un creuset dure huit jours.

L'oxyde de nickel se réduit sans fusion du métal et les cubes, qui ont conservé leur forme, sont vendus dans le commerce.

Le chauffage des creusets dans ces fours est très défectueux. Des calculs approchés ont permis d'établir qu'on n'utilise que 5 p. 100 de la chaleur produite; les 95 p. 100 qui restent sont employés en pure perte à chauffer les parois du four et à activer le tirage.

Dans les grandes installations, on fait usage de fours à douze creusets munis de récupérateurs de chaleur Siemens, tels que ceux que l'on emploie pour fondre l'acier au creuset. (V. Gruner : *Principes généraux de métallurgie*.)

Les cubes de nickel sont ensuite fondus dans des creusets chauffés au four Siemens. Le nickel ne peut être fondu économiquement que dans ces conditions. C'est à ce moment qu'on ajoute soit le magnésium, soit l'aluminium, etc., pour le rendre malléable et dont nous parlerons ci-après.

Le nickel extrait des pyrites cuivreuses présente la composition moyenne suivante :

Nickel	94,40
Cobalt.	3,22
Cuivre	1,25
Fer	0,20
Soufre	0,53
Silicium.	0,40

Celui extrait des minerais de la Nouvelle-Calédonie :

	VOIE HUMIDE	VOIE MIXTE
Nickel.	97,75	98,00
Silicium.	0,54	0,13
Carbone.	1,25	"
Manganèse	0,36	"
Cuivre	"	0,50
Fer	"	1,60
	<hr/> 99,90	<hr/> 100,23

Nous avons eu l'occasion d'analyser un nickel obtenu par la voie mixte au Bessemer avec la garniérîte :

Nickel.	98,22
Fer	0,98
Soufre.	Traces.
Silicium.	0,30
Carbone.	0,50
	<hr/> 100,00

2. — Réduction par l'hydrogène.

L'oxyde de nickel se réduit par l'hydrogène, à la température de 270-300 degrés. M. Sébillot a cherché à réduire industriellement le nickel par l'hydrogène produit par la décomposition de la vapeur d'eau par le fer rouge. Il a breveté toute une série de dispositions, mais nous ne croyons pas qu'elles aient reçu aucune application pratique. La première consiste à envoyer de l'hydrogène chaud dans un cylindre vertical perforé en métal, contenant l'oxyde de nickel. Dans la seconde, M. Sébillot réduit et fond le nickel en une seule et même opération. Un cylindre en terre réfractaire contient l'oxyde de nickel et est placé verticalement dans un four en maçonnerie, chauffé à haute température par les gaz combustibles d'un gazogène. L'hydrogène chaud arrive dans son milieu et le nickel, au fur et à mesure de sa réduction, fond et se rend à la partie inférieure d'où on le retire par un tron de coulée.

Bien plus pratique est l'emploi du cubilot à hydrogène. C'est un cubilot ordinaire dont les tuyères sont remplacées par des chalumeaux à gaz hydrogène et à air. La chaleur produite est tellement intense que le métal réduit coule limpide dans la poche du cubilot. Au-dessus des chalumeaux se trouvent des tuyères qui envoient de l'hydrogène pur dans la masse d'oxyde que l'on charge par le haut. Ayant assisté à une opération d'essai pratiquée dans un cubilot disposé comme nous venons de l'indiquer, nous avons analysé le nickel produit; il nous a donné :

Nickel	98,5
Fer	1,0
Cobalt	0,5
Silicium	Traces.

Il n'était pas cassant et assez malléable. Pour le rendre tout à fait ductile, une addition de 1 millième d'aluminium a largement suffi.

Quoique donnant d'excellents résultats, la réduction par l'hydrogène est trop coûteuse pour être employée couramment. Elle est à recommander seulement lorsqu'on veut obtenir du nickel pur à bas prix.

Des essais ont été entrepris pour remplacer l'hydrogène par le gaz à l'eau. Le procédé est plus économique, mais le nickel obtenu n'est pas malléable. Pour lui donner cette qualité, l'oxyde de nickel doit être mélangé avec 1/2 p. 100 de magnésie. Ce procédé, croyons-nous, aurait un certain avenir si l'électrolyse ne le supplante pas.

II. — EXTRACTION DU NICKEL PAR VOIE ÉLECTROLYTIQUE

La fabrication du nickel par voie électrolytique ne s'applique qu'aux minerais de la Nouvelle-Calédonie. On a suivi exactement les procédés employés dans l'électro-métallurgie du cuivre. Voici la description d'une installation que nous avons eu l'occasion de visiter en Allemagne.

Le minerai est amené à l'état de matte sulfureuse pauvre en fer. Pour cela, il est fondu avec du plâtre et la matte première ainsi obtenue est affinée soit sur la sole d'un four à réverbère, soit au convertisseur, comme nous l'avons expliqué en parlant de la méthode mixte employée pour les minerais oxydés. La matte riche est coulée en plaque dans des moules en fonte. Ces plaques qui constituent les anodes sont carrées, ont 75 centimètres de côté et 3 centimètres d'épaisseur. Pour relier ces anodes aux conducteurs du courant, on plonge dans la masse encore liquide une petite bandelette de cuivre de 2 centimètres de largeur et suffisamment longue. Comme cathodes on fait usage de plaques minces de nickel, ayant 70 centimètres de côté et un quart de millimètres d'épaisseur. Pour empêcher leur contact avec les anodes, elles sont encadrées dans deux montants en bois et sont suspendues à une règle également en bois au moyen de deux bandelettes de cuivre comme celles employées pour les anodes. Aussitôt qu'une certaine quantité de dépôt s'est formée, on ôte les deux montants provisoires, chaque plaque acquérant alors une raideur suffisante pour lui permettre de rester suspendue sans danger de contact avec les anodes.

On emploie des bacs en bois revêtus intérieurement d'une forte couche de résine; ils mesurent 1^m,50 de longueur, 0^m,90 de largeur et 0^m,85 de hauteur. Chaque bac contient 10 plaques de mattes et 11 plaques de nickel, reliées respectivement aux deux conducteurs en cuivre rouge de 2 centimètres de diamètre, qui longent les bords supérieurs. Comme électrolyte on se sert d'une dissolution de sulfate de nickel ammoniacal, que l'on maintient en agitation continue au moyen d'une petite hélice tournant verticalement dans le milieu de chaque bac. Quatre bacs suffisent pour précipiter 20 kilogrammes de nickel par jour. Une dynamo dépensant 3 chevaux de force produit le courant nécessaire pour opérer l'électrolyse.

Lorsque les plaques de nickel ont atteint l'épaisseur de 1 centimètre, on les enlève des bacs et on les remplace par des feuilles minces. Elles sont essuyées, lavées et mises de côté soit pour la fusion, soit pour l'emploi direct.

Quand les plaques de matte sont épuisées, on les sort des bacs et on y substitue des plaques neuves. Les résidus sont concassés et grillés dans un réverbère pour enlever le soufre en excès qu'ils renferment et le produit grillé est reporté à la fusion avec le minerai.

Au bout d'un certain temps de service, la solution des bacs est saturée de sulfate de fer. On l'envoie dans une grande cuve en bois, on y fait passer un courant de chlore pour peroxyder le fer que l'on précipite ensuite par le carbonate de soude. Le liquide, séparé de la partie insoluble par le filtre-pressé, retourne aux bacs, et ainsi de suite.

III. — NICKEL MALLÉABLE

Le nickel pur est malléable, ductile et tenace, comme l'avait déjà remarqué Richter au commencement de notre siècle. Celui obtenu par les procédés galvanoplastiques possède toutes ces propriétés qui l'ont fait rechercher pour recouvrir les métaux plus altérable que lui; malheureusement, il perd ses

belles qualités par la fusion ; il devient poreux, aigre, cassant ; il se déchire sous les rouleaux du laminoir et sous le marteau de la forge, se rompt dans la filière dès qu'on prétend l'étirer en fils de diamètre un peu restreint. C'est que, pendant la fusion, le nickel se carbure et s'oxyde toujours un peu et il emprunte du silicium aux creusets dont on se sert pour le contenir.

Ce grave inconvénient avait restreint l'emploi du nickel métallique. On utilisait celui déposé par la pile pour protéger le fer, le cuivre et le maillechort, contre l'action des agents atmosphériques, ainsi que contre l'action des acides ou des alcalis étendus, mais il n'était pas possible d'obtenir des plaques ou des barres massives de nickel susceptibles d'être laminées ou tréfilées.

En 1873, M. Weston, dans son établissement de Camden (New-Jersey), était parvenu après bien des essais à forger ce métal ; il avait envoyé à l'Exposition de Vienne (1873) de remarquables échantillons de sa fabrication, tels que barres, aimant en fer-à-cheval, aiguilles, etc. En 1878, la plupart des objets exposés étaient des alliages de nickel, obtenus par les procédés de la maison Christofle, de Paris, ou de Vivian, de Swansea, au milieu desquels le nickel pur venu des Etats-Unis passa presque inaperçu, bien qu'on lui ait accordé une médaille d'or.

La difficulté a été heureusement surmontée, en 1879, par M. le docteur Fleitmann d'Iserlohn (Westphalie). Il attribua la non malléabilité du nickel à la présence d'oxyde de carbone dans sa masse, et, pour éliminer ce gaz, essaya la fusion avec une faible proportion de magnésium ou de zinc métallique. Le métal ajouté semble avoir pour effet de s'emparer des traces de matières étrangères empruntées par le nickel aux parois du creuset ou à l'atmosphère réductrice qu'il contient. On retrouve toujours, du reste, dans le nickel ainsi préparé, des traces de magnésium.

Pour obtenir industriellement le nickel malléable, on le fait fondre dans des creusets en terre réfractaire enduits de chaux intérieurement, placés dans un four à cuve (fig. 23). Lorsque la fusion est complète, on débarrasse sa surface de toutes les scories, puis on introduit rapidement la quantité de magnésium ou de zinc nécessaire, on brasse le tout et on coule. Le magnésium doit être ajouté avec précaution, car sa combinaison a lieu avec explosion. Le mieux est de se servir d'une pince en fer, recouverte d'un enduit réfractaire et de chaux, avec laquelle on maintient les morceaux de magnésium dans le métal fondu.

La proportion à ajouter est de $\frac{1}{800}$ à $\frac{1}{1000}$ environ.

Le nickel, ainsi obtenu, est ductile et malléable à toutes les températures inférieures à son point de fusion. On a pu obtenir, aux ateliers de Camden, des feuilles de nickel aussi minces que du papier et mesurant 1^m.80 de longueur sur 30 centimètres de largeur.

Enfin le docteur Fleitmann trouva que le nickel malléable pouvait se souder à lui-même, au fer et à l'acier. On a mis cette propriété à profit pour la préparation des plaqués de nickel dont nous parlons plus loin.

La découverte du docteur Fleitmann a suggéré un grand nombre de procédés pour rendre la malléabilité au nickel. Ils sont tous basés sur le même principe, mais emploient des moyens différents.

M. Heilmann, en 1879, proposa le *nickel zincifère* déjà indiqué par Fleitmann. Mais il réduit par le charbon ou tout autre réducteur un mélange d'oxyde de nickel mélangé intimement avec 1 à 5 p. 100 d'oxyde de zinc pur, suivant les cas. La masse spongieuse est ensuite fondue au creuset. M. Heilmann a trouvé qu'en opérant ainsi, le nickel en fusion peut conserver jusqu'à 3 p. 100 de zinc, tandis qu'en ajoutant le zinc métallique au nickel fondu, celui-ci n'en pouvait garder que quelques millièmes, par suite de la volatilité du zinc. Le même auteur propose également, pour arriver au même résultat, de diriger les vapeurs de zinc métallique sur du nickel spongieux, fraîchement réduit, et de le fondre ensuite.

La maison Wiggin et C^{ie} obtient le nickel malléable en l'additionnant de 2 p. 100 de manganèse métallique; on opère comme avec le magnésium. Tout le manganèse ne se combine pas, il s'en sépare une certaine quantité. M. Fritz Lotter de Alteno (Prusse) incorpore le manganèse, en réduisant un mélange d'oxyde de nickel et 8 p. 100 d'oxyde de manganèse par le charbon, comme s'il s'agissait d'obtenir du nickel pur.

La Société Berndorfer Metallwaaren Fabrik emploie les permanganates métalliques. On mélange des manganates alcalins au nickel réduit et en opère la fusion.

M. Garnier a proposé, pour le même usage, le phosphore à la dose de un millième et demi. On l'ajoute à l'état de phosphure de nickel, que l'on prépare à part et en petite quantité, en dirigeant des vapeurs de phosphore sur du nickel spongieux; on adopte, pour cette opération, le même dispositif que l'on emploie dans les laboratoires pour préparer le phosphure de calcium. Le phosphure de nickel est ajouté au nickel fondu et très chaud. Le nickel phosphoreux est blanc et se moule facilement.

La Société, dite Fonderie de nickel et métaux blancs, opère en fondant directement le nickel avec du ferrocyanure et du bioxyde de manganèse. On chauffe jusqu'à cessation du dégagement gazeux provenant de la décomposition des matières mises en réaction. On emploie 12 parties de ferrocyanure pour 100 parties de nickel. La même Société a ajouté à ce traitement l'incorporation d'une très petite quantité d'aluminium. Dans ce second cas, on emploie les quantités de matières suivantes :

Nickel	100 parties.
Bioxyde de manganèse	12 —
Ferrocyanure de potassium.	16 —
Aluminium.	0.1 —

L'oxyde de manganèse est préalablement mélangé au ferrocyanure de potassium, puis mis au creuset avec tout le nickel. Lorsque la fusion est complète, on ajoute l'aluminium.

La Société anonyme le Ferro-nickel emploie simplement, pour malléabiliser le nickel, une adjonction de 1,5 à 2 millièmes d'aluminium.

Nous avons nous-même constaté que le sodium, sous forme d'amalgame, possédait la propriété de rendre malléable le nickel à la dose de $\frac{1}{1000}$.

Enfin, MM. Vaugeois, Binot et Hélois proposent le palladium à la dose de 2 grammes par kilogramme, mais ce traitement nous semble trop coûteux, car le magnésium et l'aluminium remplissent le même but à meilleur compte.

Fabrication des fils de nickel.

Les fils de nickel s'obtiennent par les procédés ordinaires de la tréfilerie, dans les détails desquels nous n'avons pas à entrer. On se sert de nickel malléabilisé par les moyens énumérés ci-dessus.

Pendant le laminage et le recuit, il se produit un oxyde à la surface du métal, qui s'incorpore dans la masse pendant le travail, et qui diminue sa ductibilité et sa malléabilité, de sorte qu'on ne peut pas dépasser une certaine finesse.

MM. Vaugeois, Binot et Hélois ont indiqué le procédé suivant pour obtenir des fils fins de nickel, tout en conservant ses propriétés. Ils opèrent le recuit à l'abri de l'air, dans un courant d'hydrogène ou d'oxyde de carbone, qui empêche le nickel de s'oxyder et qui réduit l'oxyde qui aurait pu se former pendant le travail précédent.

Le nickel est d'abord martelé pour lui donner la forme d'un bâton, et, après l'avoir porté au rouge, on le porte à la filière. On le place dans une cornue de fer, enduite de chaux vive, chauffée par un foyer extérieur, dans laquelle circule un courant d'hydrogène sec surchauffé. On le laisse refroidir dans la cornue à l'abri de l'air, jusqu'à ce qu'une oxydation ne soit plus à craindre, et la baguette est reportée à la filière. Ces opérations sont répétées jusqu'à ce que le fil ait 1 millimètre de diamètre. A partir de ce moment, il devient inutile de recuire, la chaleur seule du travail suffit pour maintenir la température. On arrive ainsi à avoir des fils ayant un vingtième de millimètre de diamètre.

Les mêmes auteurs procèdent d'une autre façon pour obtenir des fils souples. Un bâton de nickel est soumis au forage de manière à obtenir un tube ayant un diamètre intérieur égal au tiers du diamètre extérieur. Dans ce tube, on met un bâton d'aluminium pur, sur la surface duquel on a déposé une couche mince de soudure composée de :

Étain	70
Alluminium	30

qui possède la propriété d'adhérer fortement à l'aluminium et de faciliter la soudure du nickel à l'aluminium. On étire ce bâton composé comme du nickel pur, en recuisant à l'abri de l'air. On doit avoir soin, toutefois, de ne pas dépasser le rouge blanc dans la réchauffe. Ces fils ont l'avantage d'être très légers, inaltérables et brillants. Ils ont la propriété de *brûler blanc* comme l'argent, c'est-à-dire que chauffés au chalumeau, ils donnent une petite boule blanche à leur extrémité. On les emploie dans la passementerie et la bijouterie, où ils remplacent, avec économie, les fils d'argent.

Les fils de nickel sont bien supérieurs aux fils de cuivre argentés, dans lesquels la couche d'argent est superficielle, de sorte que la couleur rouge du cuivre

ne tarde pas à apparaître et à produire un désagréable effet. Cet alliage, du reste, ne brûle pas blanc.

La maison Fleitmann a obtenu des fils de nickel tellement fins, que 18.000 mètres ne pèsent que 100 grammes.

Creusets en nickel pour les laboratoires.

Les creusets en nickel malléable sont d'un bon emploi dans les laboratoires pour toutes les réactions dans lesquelles interviennent les alcalis caustiques. Ce métal peut soutenir la concurrence avec le platine au point de vue de la résistance à l'action corrosive de ces alcalis ; il est bien préférable à l'argent, question de prix mise à part ; il conserve mieux sa forme, n'est pas poreux comme l'argent et n'est pas aussi bon conducteur de la chaleur. Un creuset de nickel à moitié rempli d'une lessive de potasse caustique bouillante peut être tenu entre les doigts sans danger. Le seul inconvénient du nickel, c'est que certaines impuretés, l'oxyde de fer, par exemple, lorsqu'elles se collent sur les parois, doivent être enlevées mécaniquement, parce que les acides étendus d'eau l'attaquent trop vivement : il est également sensible à l'action de l'ammoniaque, au moins en présence de l'air.

« Je ne comptais pas que les creusets en nickel résisteraient à l'attaque de l'alcali caustique fondu, dit le professeur Dittmar (1), mais j'étais curieux de savoir à quel degré de concentration pouvait être amenée la lessive alcaline. Une solution de potasse caustique du commerce, contenant 44 p. 100 de KHO, fut maintenue dans un creuset de nickel au bain-marie pendant plus de deux heures, et abandonnée au refroidissement pendant toute une nuit. D'après la perte du poids, la proportion de KHO devait être de 59,6 p. 100. Le creuset était resté brillant et n'avait perdu que 2 milligrammes de son poids. Dans une seconde expérience, la solution alcaline, portée à l'ébullition pendant une heure, contenait finalement 68,6 p. 100 de KHO. Le creuset avait perdu 10 milligrammes pour une surface mouillée de 90 centimètres carrés environ. La limite paraît donc être à la teneur de 60 p. 100 de potasse pure.

« Pour des opérations de laboratoire, il paraît convenable d'employer des creusets d'un alliage formé de :

Argent	71 p. 100
Or	7 —
Nickel	22 —

« On commence par former l'alliage d'or et de nickel, qu'on introduit ensuite dans l'argent en fusion. Une coupelle ainsi fabriquée a servi pendant six mois à de nombreuses déterminations de l'azote organique dans les analyses d'eau. Elle n'avait pas été attaquée par de nombreuses fusions de baryte et de soude caustique, fusions exécutées, il est vrai, dans une atmosphère d'hydrogène. »

(1) *The Journal of the Society of chemical industry.*

Plaqué de nickel.

Le nickel malléable possède la propriété de se souder au fer et à l'acier. On a mis cette circonstance à profit pour préparer des feuilles de tôle ou d'acier plaquées, c'est-à-dire recouvertes sur chaque face d'une couche protectrice de nickel. Les métaux à souder sont employés dans la proportion de 8/10 de fer et 2/10 de nickel, ce dernier également réparti sur les deux faces.

La tôle de fer ou d'acier doit être parfaitement dressée et propre. On fait un paquet qu'on met au four à réchauffer dans une caisse en tôle et qu'on porte ensuite au laminoir; les deux métaux se lient si intimement qu'on peut, par des passages successifs, les amener à l'épaisseur voulue, sans que la couche de nickel ne se détache ni ne se fendille. En un mot, on dirait n'avoir à faire qu'à un seul métal.

Les feuilles d'acier plaquées de 5 à 20 et à 50 p. 100 de nickel donnent un produit qui sert à faire des ustensiles de cuisine déjà assez répandus en Europe, des réflecteurs de lumière qui s'altèrent beaucoup moins que ceux d'argent ou de cuivre argenté. On les a proposées aussi pour le doublage des navires au-dessous de la ligne de flottaison, car elles ne s'oxydent pas et les coquillages n'y adhèrent pas comme sur le cuivre.

CHAPITRE VI

ALLIAGES DE NICKEL

I. — MAILLECHORTS

1. — Maillechorts.

Le plus important de tous les alliages est sans contredit le maillechort. Son invention est due à deux ouvriers de Lyon, nommés Maillot et Chorier, lesquels ayant imaginé cet alliage, lui donnèrent chacun la moitié de son nom; cela faisait *mailchort*, mais ce nom ne tarda pas à être transformé en *maillechort*.

Le maillechort est un alliage de cuivre, de zinc et de nickel, aussi blanc et d'une aussi belle sonorité que l'argent et non moins malléable, dont la friction à la terre pourrie suffit à conserver l'éclat.

L'alliage fondamental du maillechort est formé de :

Cuivre.	50,00
Zinc.	31,25
Nickel.	18,75

Mais cette composition originelle a subi diverses modifications, assez sensibles non pour en faire des métaux nouveaux, mais pour autoriser de nouvelles désignations. Voici la composition des principales :

Maillechort de France.

	I	II	III
Cuivre.	8	8	8
Nickel.	4	3	4
Zinc.	3	3,5	4

Maillechort d'Allemagne.

Cuivre.	50
Nickel.	18,7
Zinc.	31,3

Maillechort chinois.

Cuivre.	50
Nickel.	25
Zinc.	25

Maillechort pour laminage.

	I	II	III
	—	—	—
Cuivre.	60	57	60
Nickel.	20	19	25
Zinc.	20	24	20
Plomb.	"	"	0,3

Maillechort pour cuillers et fourchettes.

	I	II
	—	—
Cuivre	50	50
Nickel	20	25
Zinc	30	25

Maillechort de Paris.

	I	II
	—	—
Cuivre.	65	60
Nickel	16,8	20
Zinc	13	15
Fer.	3,4	5

Alfénide.

Cuivre	59,40
Nickel	9,70
Zinc	30,20
Fer.	1

Oréide.

Cuivre	79,70
Nickel	6,09
Zinc.	15,05
Étain	0,09
Fer.	0,78

Alliage blanc.

Cuivre	69,8
Nickel	19,8
Zinc	5,5
Cadmium	4,7

Argentan.

	JAUNATRE	BLANC	BLANC
	—	—	—
Cuivre.	8	8	4
Nickel.	2	3	1
Zinc	3	3,5	1

Argent d'Allemagne.

Cuivre.	2
Nickel.	1
Zinc.	1

Tiers argent.

Cuivre.	62,5
Zinc.	5
Nickel.	5
Argent.	27,5

Alliage de Ruoltz.

Argent.	20 à 30
Nickel.	25 à 30
Cuivre.	35 à 50

Nouvel argent.

	DE CHINE	FRANÇAIS	DE VIENNE	ALLEMAND	ANGLAIS	DE SCHEFFIELD
Cuivre. . .	55 26,30	50	53,60	54	57,0	58,20
Zinc. . . .	25 36,80	30	22,20	28	25	25,50
Nickel. . .	20 36,80	20	22,20	18	15	13,30
Fer	" "	"	"	"	3	3

Cuivre blanc de Suhl.

Cuivre.	88
Nickel.	8,75
Antimoine.	1,75

Électrum.

Cuivre.	8
Nickel.	4
Zinc.	3,5

Pachfond chinois.

Cuivre.	10,4
Nickel.	31,6
Zinc.	2,6

Tutenag.

Cuivre.	8
Nickel.	3
Zinc.	5,5

Métal de miroir de Sollit.

Cuivre.	64,60
Étain.	31,30
Nickel.	4,10

La préparation de ces alliages ne présente rien de particulier. Les métaux sont mis dans un creuset et chauffés jusqu'à liquéfaction complète, on brasse la masse pour bien mélanger les différentes couches, on donne un bon coup de feu et on coule.

Maillechort spécial. — Le maillechort spécial a été breveté par la *Société anonyme le Ferro-Nickel*. C'est un alliage de cuivre, de nickel et d'aluminium. Il est composé de :

Cuivre.	90,000 à 60,00
Nickel.	10,000 à 40,00
Aluminium.	0,175 à 0,05

Le nickel est préalablement mis dans le creuset, et lorsqu'il est fondu, on introduit progressivement le cuivre. Le creuset doit être tenu couvert. Les deux métaux étant fondus, on brasse le mélange, on le réchauffe et on introduit l'aluminium. On élève alors rapidement la température à un point voisin de l'ébullition, et on coule très chaud. La verse de l'alliage doit être prompte et régulière, c'est-à-dire sans interruption.

Le maillechort spécial peut communiquer ses propriétés au maillechort classique. Voici quelques exemples des combinaisons que l'on peut obtenir :

	I	II	III
Maillechort spécial.	10	20	30
Nickel.	14	12	10
Cuivre.	40	32	24
Zinc.	16	16	16

La *Société industrielle et commerciale des métaux* obtient un maillechort spécial en remplaçant l'aluminium par le magnésium. Le *maillechort au magnésium* se prépare ainsi : on commence par fondre le nickel dans un creuset couvert; dès que le métal est fondu, on le recouvre d'une couche épaisse de charbon de bois. On ajoute ensuite le cuivre après l'avoir préalablement chauffé au rouge, et on pousse le feu jusqu'à la complète liquéfaction des deux métaux. Quand le bain est dans cet état, on immerge au fond du creuset, à l'aide d'une pince en fer, recouverte d'un enduit en terre réfractaire un fragment de magnésium, enveloppé d'une feuille de cuivre pur. Un brassage rapide et profond, assure la combinaison complète des trois métaux, et la réduction des traces d'oxyde de cuivre et de nickel qui pourraient s'être formées dans le creuset. On procède ensuite à la coulée.

L'alliage ainsi obtenu est assez malléable.

Voici un exemple de maillechort au magnésium :

Cuivre.	90	75
Nickel.	10	25
Magnésium.	1	2

Ferro-maillechorts. — Les ferro-maillechorts ont pour point de départ l'introduction du ferro-nickel dans le cuivre et dans sa métallurgie.

On combine sous une même fusion :

	KIL.	
Crude-nickel (nickel, 70 ; fer, 30)	0,290	} 1 kil.
Adjonction de fer doux.	0,160	
Adjonction de cuivre.	0,550	
Oxyde de manganèse.	0 —	009250
Ferro-cyanure de potassium.	0 —	00450
Aluminium.	0 —	00040

L'oxyde de manganèse est préalablement mélangé au ferro-cyanure de potassium, puis mis au creuset avec tous les métaux ci-dessus. L'aluminium s'ajoute après liquéfaction complète de l'alliage, qui doit être brassé vigoureusement après introduction. Le creuset doit toujours être couvert.

On peut remplacer l'oxyde de manganèse par le manganèse métallique, en réduisant nécessairement son dosage aux proportions correspondantes à la teneur en métal de ses oxydes.

On peut produire un ferro-maillehort par simple adjonction du ferro-nickel malléabilisé au cuivre et au fer. Exemple :

	KIL.
Ferro-nickel (nickel, 50 ; fer, 50)	0,403
Fer doux	0,430
Cuivre	0,550
Total	1,000

Les constituants de l'alliage sont mis ensemble dans le creuset muni de son couvercle, et la chauffe est menée modérément jusqu'au moment de la verse, où il est alors nécessaire de donner un bon coup de feu.

Si l'on veut partir du nickel métallique et du fer doux, on combinera sous la même fusion :

	KIL.	
Nickel	0,203	} 1 kil.
Fer	0,247	
Cuivre	0,550	
Oxyde de manganèse	0 — 00923	
Ferro-cyanure de potassium	0 — 00450	
Aluminium	0 — 00040	

Le ferro-maillehort avec zinc peut s'obtenir soit en partant du crude-nickel, soit du nickel métallique, soit du ferro-nickel.

Dans le premier cas, on combine sous la même fusion :

	KIL.	
Crude-nickel	0,25500	} 1 kil.
Fer doux	0,15173	
Nickel	0,00825	
Cuivre	0,53000	
Zinc	0,05500	
Oxyde de manganèse	0 — 00923	
Ferro-cyanure de potassium	0 — 00450	
Aluminium	0 — 00040	

Le zinc préalablement allié au cuivre (et sa contenance en cuivre déduite nécessairement de la dose de cuivre proprement dite) est ajouté au dernier moment, mais auparavant on aura ménagé le four de façon à abaisser le plus possible la température du bain pour l'introduction de l'alliage cuivre et zinc ; cette introduction étant faite, on brasse, on donne un coup de feu et l'on coule.

Avec le ferro-nickel, on combine sous la même fusion :

	KIL.
Ferro-nickel.	0,3735
Fer doux.	0,0415
Cuivre	0,5300
Zinc	0,0550

on opère comme avec le ferro-maillehort sans zinc.

Enfin, si l'on se sert du nickel pur, on fond ensemble :

	KIL.	
Nickel.	0,48675	} 1 kil.
Fer.	0,22825	
Cuivre	0,53000	
Zinc	0,05500	
Oxyde de manganèse	0,00925	
Ferro-cyanure de potassium	0,00450	
Aluminium	0,00040	

Nickeline.

La nickeline est un maillehort spécial breveté par M. Guillemin. Voici quatre formules de nickeline :

	I	II	III	IV
Nickel	25,0	25,00	25,00	25,00
Cuivre	53,5	58,00	61,00	63,30
Zinc	49,5	14,80	11,65	8,30
Étain	1,7	1,85	2,00	3,00
Sodium	0,3	0,35	0,35	0,40

Le sodium n'est pas ajouté directement, mais sous forme de *chémic-métal*, qui est composé de :

	POUR NICKELINE	POUR MAILLEHORT	
Sodium	3	2,0	2
Étain	3	3,5	2
Zinc	8	7,0	8

Le zinc et l'étain sont fondus ensemble et on y ajoute peu à peu le sodium. Pour préparer la nickeline, on fond au creuset le nickel, le cuivre, le zinc, l'étain, et lorsque le tout est amené à fusion, on ajoute le *chémic-métal*. Il est inutile de dire que l'on doit tenir compte de la proportion d'étain et de zinc renfermée dans ce dernier.

La nickeline est un métal blanc et malléable.

Maillehort au tungstène.—M. Sebillot a breveté un alliage obtenu en incorporant 6 p. 100 de tungstène et d'étain au maillehort ordinaire. Cet alliage est blanc, ductile et malléable. Mais il nous semble que son prix ne lui permet pas des applications pratiques très grandes.

II. — ALLIAGES DE FER ET DE NICKEL

Nicko-fonte.

M. Sinson Saint-Albin obtient un alliage de nickel et de fer carburé qu'il appelle *nicko-fonte*, de la manière suivante :

On remplit un cubilot de coke lavé en y mêlant 15 p. 100 de charbon de bois par couches de 50 en 50 centimètres. Sur ce coke, on place une première charge de :

Minerai de nickel oxydé	100 kilogrammes
Charbon de bois	10 —
Plâtre.	20 —

On recouvre cette première charge de :

Coke	80 kilogrammes
Charbon de bois	15 —

Le cubilot en pleine fonction est chargé toutes les heures de minerai et de coke; le laitier est dégagé et le métal est coulé; c'est une fonte nickelifère renfermant 50 p. 100 de nickel.

On fond le produit dans un ereuset (fig. 25) avec un peu de poussier de charbon de bois pour enlever le soufre qui peut s'y trouver. La masse étant bien fluide est coulée dans de la fonte liquide venant d'un cubilot chargé avec des gueuses. La proportion du mélange est la suivante :

Fonte.	80 p. 100
Fonte nickelifère	20 —

On agite pour bien mélanger les deux métaux, et on coule. Le *nicko-fonte* est donc une fonte renfermant 40 p. 100 de nickel.

Cet alliage est dur et peut prendre le brillant de l'acier. Il trouve son emploi pour la construction des cylindres de laminoirs, des broyeurs, des matrices, etc.

Fonte nickelifère.

La fonte nickelifère s'obtient, comme nous l'avons indiqué, en traitant directement les minerais de la Nouvelle-Calédonie au haut fourneau. Cette fonte, affinée plus ou moins sur sole ou au convertisseur, donne toute une variété de produits qui trouvent leur emploi dans la construction des machines. En poussant l'affinage à fond, on obtient un alliage de fer et de nickel. Les alliages de fer et de nickel sont assez nombreux, mais les deux plus importants sont :

Ferro-nickel.

Nickel	50
Fer	30

Crude-nickel.

Nickel	70
Fer	30

Leur préparation n'offre rien de particulier; une addition de magnésium ou d'aluminium les rend plus malléables et plus ductiles.

ACIER DE NICKEL

L'acier de nickel est un acier dans lequel on a incorporé de 10 à 25 p. 100 de nickel. On l'obtient en ajoutant de la fonte nickelifère ou du ferro-nickel dans le Bessemer contenant l'acier prêt à couler. On peut aussi le préparer directement par l'affinage au convertisseur ou sur sole de la fonte nickelifère obtenue par la réduction directe au haut fourneau du minerai de la Nouvelle-Calédonie.

Voici quelques analyses d'acier au nickel :

Nickel	2	4	10	25,00
Fer	87	85	89	74,31
Carbone	1	1	1	0,69

L'acier au nickel a le même aspect que l'acier ordinaire, sa cassure est identique; il est très résistant et se laisse percer aisément à la mèche.

On s'en sert pour fabriquer des pièces de machines de grande résistance, des fusils à grande portée, des armes blanches, des cartouches de fusils et de mitrailleuses; on en fait aussi des blindages d'une force supérieure à ceux de l'acier ordinaire. Au moment où nous écrivons ces lignes (23 septembre 1890), des expériences exécutées comparativement en Amérique prouvent la résistance de l'acier nickel.

Trois coups ont été tirés avec un canon de 8 pouces, en face d'Annapolis, sur des plaques de blindage, dans les terrains d'essai de la marine, en présence du secrétaire Tracy et du conseil naval. Ces trois coups étaient tirés sur deux plaques françaises : une plaque tout acier du Creuzot et une plaque acier nickel; la troisième était celle dite *Cammel*, employée pour tous les cuirassés anglais.

Voici les résultats de l'expérience :

Un projectile perforant, du poids de 210 livres, a été lancée dans le centre de chacune des plaques. La gueule du canon était à 10 mètres des plaques, et la force de projection de 627 mètres la seconde.

Le premier coup a été tiré sur la plaque Schneider, tout en acier; le projectile a pénétré de 16 pouces dans la cible, puis s'y est brisé en trois morceaux principaux qui ont été projetés au dehors du trou. La plaque avait craqué en quatre parties, les fentes partaient du centre et s'étendaient jusqu'au bord, de

sorte que la brisure ressemblait à une croix de Saint-André. Il est probable que les fentes régnaient sur toute l'épaisseur de la plaque; celle-ci a toutefois parfaitement conservé sa position.

Le second coup a été tiré sur la plaque d'acier nickel; le projectile a pénétré de 21 pouces et demi et s'y est brisé en si petits morceaux qu'on n'en a retrouvé que quelques fragments. La pointe est restée fixée dans la plaque. Quelques éclats se sont détachés à la surface de la plaque, formant un cercle d'un pouce de diamètre plus grand que la largeur du projectile, mais autrement il n'y a eu aucun dommage et aucun craquement ne s'est produit.

Le troisième coup a été tiré sur la plaque composée Cammel; il a séparé complètement la plaque d'acier du fer forgé; il n'est pas resté un cinquième de la masse d'acier en place, et de gros morceaux de métal ont été projetés en arrière avec une telle force qu'ils sont allés frapper le ban protégeant le canon. Le projectile a traversé complètement la cible et s'est enfoncé dans le talus en arrière des plaques. On l'a déterré et l'on a constaté qu'il était intact.

III. — BRONZES DE NICKEL

Le bronze de nickel est un alliage nickel-cuivre en différentes proportions. On peut le préparer directement en fondant au creuset les deux métaux; mais, généralement, il est obtenu directement du minerai traité par la voie sèche. On arrive finalement à un alliage cuivre-nickel renfermant un peu de cobalt, mais qui ne nuit pas à la qualité du bronze obtenu; on le sépare du soufre et autres impuretés qu'il peut contenir par la voie électrolytique.

Le bronze de nickel simple sert aux mêmes usages que le bronze ordinaire; on en fait, en outre, des ustensiles de cuisine; on en a frappé des monnaies dans plusieurs pays.

Dès 1837, le docteur Feuchtwenger, de New-York, avait eu l'idée d'employer un alliage de nickel pour remplacer la monnaie de billon, et il avait fabriqué des pièces de cinq et de quinze centimes qui n'eurent pas alors grand succès. En Suisse, la monnaie de nickel fut adoptée en 1830; aux États-Unis en 1857; la Belgique l'a employée en 1860. La France ne tardera pas à suivre l'exemple de ses devancières.

Voici la composition des alliages monétaires de nickel :

	SUISSE 20 cent. (1830).	ALLEMAGNE (1874) BELGIQUE (1860).	HONDURAS (1870) 1/2 réaux.	ÉTATS-UNIS (1857).	CHILI (1872).
Cuivre	50	75	50	88	70
Zinc	25	»	30	»	10
Nickel	10	25	20	12	20
Argent	15	»	»	»	»

Voici la composition du bronze de nickel de MM. Nourry et Cie (1877) :

Nickel	20,00
Cuivre	77,00
Zinc	2,50
Argent	0,50

Voici celle du bronze de M. Sébillot :

Nickel	40
Cuivre	48
Étain	6
Tungstène	6

Le *silveroid* n'est qu'un alliage de cuivre et de nickel additionné, suivant les emplois, d'une petite quantité d'étain, de zinc et de plomb. Il constitue un métal d'un beau blanc, brillant, à grain fin, susceptible de prendre un beau poli, résistant à la rupture. On l'emploie dans la confection des armes à feu.

Signalons encore le *bronze nickel aluminium*, qui possède des qualités spéciales pour instruments de chirurgie, car il résiste fort bien aux agents atmosphériques et aux liquides de l'organisme humain. Il est dur, d'une belle couleur blanche et susceptible de prendre un beau poli.

Un premier bronze est composé de :

Bronze d'aluminium à 5 p. 100 d'Al.	10
Nickel	20

Sa résistance est de 55 kil. 60 par millimètres carré.

Le second alliage se prépare avec :

Bronze d'aluminium à 4 p. 100 d'Al.	40
Nickel	10

Sa résistance est de 82 kil. 58 par millimètres carré.

IV. — ALLIAGES DIVERS

Parmi les alliages récemment proposés nous citerons :

1° L'alliage *nickel-aluminium* composé de :

Nickel	20
Aluminium	8

employé pour fabriquer des fils pour la passementerie.

2° L'alliage *zinc-nickel* composé de :

Zinc	90
Nickel	10

usité à l'état de poudre dans la peinture et les impressions argentées.

3° L'alliage *nickel-plomb-antimoine* :

Métal d'imprimerie	100
Nickel	5

proposé pour fondre les caractères d'imprimerie et les clichés. Il est plus dur que le métal des types ordinaires et résiste mieux au lavage de la forme.

4° Le *platinide*, métal pour creusets et ustensiles de chimie, formé avec :

Nickel	35
Platine	60
Or	2
Fer	3

5° Le *roséine* est un autre alliage dont voici la composition :

Nickel	40
Argent	10
Aluminium	30
Étain	20

6° La *silvérine*, alliage découvert par Pirch, présente la composition suivante :

Cuivre	79,5
Nickel	16,0
Cobalt	1,0
Zinc	1,0
Étain	1,0
Aluminium	0,5
Fer	1,0

7° Le *néogène* est un métal argentin, sonore, malléable, tenace et ductile. Il peut être poli, limé, frappé. Il remplace le maillechort dans beaucoup de cas. Il est formé avec les métaux suivants :

Cuivre	58,0
Zinc	27,0
Nickel	12,0
Aluminium	6,5
Étain	2,0
Bismuth	0,5

CHAPITRE VII

NICKELAGE

Une des plus grandes applications du nickel est son emploi à l'état de dépôt galvanique à la surface des objets en cuivre, en laiton, en fer, en acier, en fonte, qu'il préserve de l'oxydation, tout en leur communiquant une nuance argentée d'un très bel éclat.

Ruolz est l'inventeur du nickelage; mais on ne s'y intéressa qu'après son retour d'Amérique, trente ans plus tard.

Smée, et après lui Becquerel, en 1862, indiquèrent la possibilité d'obtenir un dépôt adhérent de nickel. Mais les essais de Smée et de Becquerel n'avaient donné que des résultats insuffisants, quand le docteur Isaac Adams, de Boston, fit connaître, le premier, des procédés pratiques et véritablement industriels pour nickeler les métaux. Ces procédés furent publiés en 1869. Les procédés Adams passèrent l'Atlantique, et, dès le mois de décembre 1869, la première usine européenne de nickelage était fondée à Paris, par MM. Adams et Gaiffe, rue Saint-André-des-Arts. Le 17 janvier 1870, cette petite usine-mère voyait ses produits présentés à l'Académie par M. J.-B. Dumas. Depuis, on sait l'extension considérable qu'a pris le nickelage.

Le nickelage comprend quatre opérations :

- 1° La préparation des pièces;
- 2° La mise au bain;
- 3° La conduite de l'opération;
- 4° Le finissage des pièces.

I. — PRÉPARATION DES PIÈCES

Il faut distinguer entre la préparation du *nickel poli* et celle du *nickel vif*. Dans la première on traite des objets déjà polis, tandis que dans la seconde on opère sur des objets non polis. Le nickel étant un métal très dur, difficile à brunir, il est indispensable que les pièces, avant leur mise au bain, soient entièrement terminées; elles doivent présenter l'aspect qu'elles doivent avoir

après le nickelage, car celui-ci ne modifie en rien son poli. Nous insistons sur ce point parce que l'on croit, généralement, que le nickelage finit une pièce, cache les défauts, etc. C'est une erreur profonde. Si l'objet présente un beau poli avant le nickelage, il conservera ce poli après; si, au contraire, il est rugueux et possède des défauts, ces mêmes imperfections paraîtront après le nickelage.

Le polissage des pièces se fait en plusieurs fois : sur des disques de bois recouverts de cuir et saupoudrés d'émeri; ensuite sur des disques formés de plusieurs épaisseurs de drap enduits d'huile stéarique et de chaux en poudre impalpable. Ces disques ont 30 centimètres de diamètre et tournent à la vitesse de 3.000 tours à la minute.

Après polissage, les objets sont dégraissés et décapés. Ces opérations diffèrent selon que l'on a affaire au cuivre et à ses alliages ou au fer et ses similaires.

Préparation des objets en cuivre. — Les objets en cuivre rouge, en laiton, en bronze, en maillechort, etc., se préparent de la manière suivante :

1° Les pièces sont frottées avec du pétrole au moyen de brosses dures. Dans quelques ateliers on les fait bouillir dans une chaudière avec de la benzine; cette chaudière est fermée et en communication avec un réfrigérant à reflux; l'ébullition dure un quart d'heure et les objets y sont laissés pendant tout le refroidissement du liquide; on les sèche ensuite dans la sciure légèrement chauffée.

2° Les pièces, accrochées séparément, sont plongées pendant quinze minutes dans un bain bouillant de potasse d'Amérique composé de :

Eau	100 litres.
Potasse.	10 kil.

Elles sont rincées après dans un baquet d'eau froide.

3° Elles sont brossées à la brosse circulaire et à la chaux vive; ce brossage est suivi d'un rinçage en règle. Ensuite, elles sont ponçées avec une bouillie claire de pierre ponce en poudre très fine; ce ponçage est suivi d'un lavage dans plusieurs baquets.

4° Après secouage et égouttage, les objets sont passés au bain de blanc qui a pour but d'enlever les traces d'oxyde qui ont pu se former sur les pièces pendant les opérations précédentes.

Le bain de blanchiment est composé de :

Eau	100 litres.
Cyanure de potassium.	3 kil.

M. Périllé substitue au bain de cyanure le bain de blanchiment suivant :

Acide sulfurique	20 litres.
Acide azotique	10 —
Suie calcinée	1 —
Chlorure de sodium.	1 —

Les substances sont mêlées dans l'ordre indiqué, et on ne se sert du bain que six heures après sa préparation.

On ne laisse les pièces que quelques secondes dans le bain de blanc, après quoi elles doivent être rincées à fond; elles sont prêtes pour la mise au bain. Il est de la plus haute importance de ne pas les laisser sécher à l'air; si elles doivent attendre quelque temps avant d'être traitées, on les immerge dans de l'eau légèrement ammoniacale.

Quelques industriels placent un léger décapage entre la troisième et la quatrième opération. Ce bain de décapage est composé de :

Eau	100 ^{lit} ,0
Acide sulfurique	2 ^{lit} ,5

La meilleure préparation des objets en cuivre brut consiste en : 1° un dégraissage à la benzine bouillante; 2° un passage à la potasse bouillante; 3° un décapage au bain d'acide sulfurique ci-dessus; 4° un passage au bain de blanc. Chacune de ces opérations suivie d'un lavage à l'eau chaude et froide.

Préparation des objets en fer. — Les objets en fer, fonte et acier sont traités comme suit :

1° Dégraissage dans un bain bouillant de potasse au dixième pendant vingt minutes; lavage à l'eau bouillante et à l'eau froide.

2° Décapage au bain d'acide sulfurique à 2,5 p. 100 pendant une demi-heure à une heure; rinçage à plusieurs eaux.

3° Brossage à la brosse circulaire en fer, animée d'un mouvement de 1.200 tours par minute et à la bouillie de ponce fine; rinçage dans deux eaux.

4° Blanchiment dans un bain chlorhydrique composé de :

Eau	100 litres.
Acide chlorhydrique	10 —

5° Cuivrage dans un bain composé de :

Eau	100 litres.
Acide sulfurique	4 kil.
Sulfate de cuivre	1 —

Les objets n'y doivent rester que quelques instants et sont ensuite lavés dans plusieurs eaux. Ils sont prêts pour la mise au bain.

Préparation des objets en zinc. — Le zinc est d'abord décapé dans un bain de potasse, lavé dans trois eaux et passé pendant une minute dans le bain suivant :

Eau	100 litres.
Acide sulfurique	2 —
Acide nitrique	1 —
Sel marin	500 gr.

Il est lavé à l'eau chaude, puis froide; frotté avec une brosse et du blanc

d'Espagne, rincé à l'eau froide et séché dans la sciure de bois. Après, on dégraisse dans la benzine ou dans un bain chlorhydrique.

Pour être apte à recevoir le nickel, le zinc doit être cuivré ou amalgamé. Le cuivrage se fait au trempé dans un bain composé de :

Eau	100 litres.
Acétate de cuivre cristallisé.	2 kil.
Carbonate de soude	2 —
Bisulfite de soude cristallisé	2 —
Cyanure de potassium	3 —

Un autre bain, donnant un dépôt très adhérent, est formé de :

Eau	100 litres.
Cyanure d'ammonium liquide.	5 kil.
Acétate de cuivre	1 —
Ammoniaque à 22 degrés	0 — 500

L'amalgamation est obtenue par une immersion dans :

Eau	100 litres.
Azotate acide de mercure.	1 kil.

Le zinc doit rester peu de temps dans le bain de mercure, car ce métal le rend cassant. D'après M. Hippolyte Fontaine, le nickel déposé sur le zinc amalgamé est plus résistant et plus beau que celui déposé sur le zinc cuivré.

Après le cuivrage ou l'amalgamation les objets sont lavés à plusieurs reprises et portés au bain.

Préparation des objets d'aluminium. — D'après M. Tommasi, l'aluminium se décape très bien de la manière suivante :

- 1° Immersion peu prolongée dans la soude caustique.
- 2° Immersion de quelques minutes dans l'acide nitrique pur, qui n'attaque pas l'aluminium et détruit les impuretés qui se trouvent à sa surface.
- 3° Passage rapide dans l'acide fluorhydrique très étendu.
- 4° Passage dans l'acide phosphorique liquide.

Au sortir de ce dernier bain, l'objet présente un aspect blanc et brillant si l'aluminium est pur.

II. — MISE AU BAIN

On a proposé un grand nombre de formules de bains pour le nickelage. Voici la composition de ceux les plus employés :

Bain d'Adams.

Eau	10 litres.
Sulfate double de nickel et d'ammoniaque	1 kilog.

Bain de Roseleur.

Eau	10 litres.
X Sulfate double de nickel et d'ammoniaque	400 gr.
Carbonate d'ammoniaque	300 —

Bains de Pfanhauser.

I. Eau	20 litres.
Sulfate, azotate ou chlorure de nickel.	1 kilog.
Bisulfite de soude.	1 —
II. Eau	20 litres.
Sulfate, azotate ou chlorure de nickel.	1 kilog.
Sel ammoniac.	1 —

Bain de Boden.

Bisulfite de soude liquide à 25°	20 litres.
Azotate de nickel	1 kilog.
Ammoniaque	1 —

Bain de Weiss.

Eau	100 litres.
X Sulfate de nickel.	4 kilog.
Sel ammoniac.	2 —
Acide citrique.	200 gr.

Bain de Wagner.

Eau	3 litres.
Sulfate de soude	1 kilog.
Azotate de nickel.	80 gr.
Ammoniaque	80 —

Bains de Weston.

I. Eau	100 litres.
Chlorure de nickel	5 kilog.
Acide borique.	2 —
II. Eau	60 litres.
Sulfate de nickel.	3 kilog.
Acide borique	1 —

Bains de Powell.

I. Eau	10 litres.
Sulfate de nickel.	270 gr.
Citrate de nickel.	200 —
Acide benzoïque.	70 —
II. Eau	10 litres.
Chlorure de nickel	140 gr.
Citrate de nickel.	140 —
Acétate de nickel.	140 —
Phosphate de nickel.	140 —
Acide benzoïque.	70 —
III. Eau	10 litres.
Acétate de nickel.	200 gr.
Phosphate de nickel.	70 —
Citrate de nickel.	200 —
Pyrophosphate de soude.	140 —
Bisulfite de soude.	70 —
Ammoniaque.	350 —

IV. Eau	10 litres.
Sulfate de nickel	200 gr.
Citrate de nickel	200 —
Benzoate de nickel	70 —
Acide benzoïque	15 —

Bain belge.

Eau	4 litres.
Sulfate de nickel	200 gr.
Tartrate d'ammoniaque	125 —
Tannin	1 —

Bain Villon.

Eau	20 litres.
Fluosilicate de nickel	1 kilog.
Fluosilicate d'ammoniaque	1 —
Citrate d'ammoniaque	100 gr.

De tous ces bains, celui au sulfate double de nickel et d'ammoniaque est le plus employé, c'est aussi celui qui est le plus économique. On le prépare en faisant simplement dissoudre le sel pur dans l'eau chaude, laissant refroidir et filtrant la solution dans une poche en laine. Si le sel employé est dans de bonnes conditions, le bain doit avoir une légère réaction acide faisant virer au violet rouge le papier bleu de tournesol. On doit le neutraliser exactement avec de l'ammoniaque et lui rendre une légère acidité par une addition de 1 ou 2 millièmes d'acide citrique.

La condition primordiale pour obtenir un bon nickelage est de maintenir la neutralité constante du bain pendant toute la durée de l'opération. Les bains acides donnent un dépôt blanc et brillant, mais sans solidité; dans les bains alcalins, le dépôt est toujours noir, quelle que soit la force du courant. On ramène les bains à la neutralité en ajoutant, en cas d'acidité, de l'ammoniaque pure et concentrée, et dans le cas d'alcalinité, quelques gouttes d'acide citrique en solution concentrée.

Les bains doivent être préparés avec de l'eau distillée et les matières qui entrent dans leur composition, exemptes de corps étrangers, comme le cuivre, l'arsenic, etc., qui diminuent la blancheur et la solidité du dépôt. Le plus souvent, le nickelleur prépare lui-même les sels de nickel dont il a besoin, et dans le cas du sulfate double de nickel et d'ammoniaque, on opère comme suit : 1^{lit},500 de nickel sont dissous dans 2^{lit},500 d'acide sulfurique à 66 degrés étendu de deux fois son poids d'eau; on ajoute à cette liqueur 1 kilogramme de sulfate d'ammoniaque en solution concentrée; on étend à 50 litres avec de l'eau distillée, on neutralise exactement avec de l'ammoniaque, on acidule avec 25 grammes d'acide citrique et on filtre.

Les bains doivent marquer 6 à 8° Baumé; au-dessous de ce point de concentration, le dépôt est trop lent; au-dessus de 10° Baumé, les sels cristallisent à certains moments sur les anodes. On doit maintenir les bains au degré aréométrique indiqué ci-dessus, par l'addition d'eau ou de sel de nickel.

La température des bains pendant le nickelage doit être uniforme et se rapprocher de 40 degrés. Une autre condition, souvent négligée, est celle de l'agi-

tation du liquide des bains. On y arrive soit au moyen d'une petite hélice que l'on dispose horizontalement au fond des cuves, soit par une circulation constante de la solution d'une cuve à une autre au moyen d'une petite pompe. Dans quelques ateliers, ce sont les objets que l'on agite, comme cela se pratique pour l'argenture. Ils sont suspendus à un cadre qui est mis en mouvement par la bielle d'un excentrique.

Les bains sont placés dans des cuves en grès ou en bois. Nous ne dirons rien des cuves en grès, qui ne conviennent que pour les petites installations. Les cuves en bois sont en pitchpin de 5 à 6 centimètres d'épaisseur, recouvertes intérieurement de feuilles de plomb assemblées par la soudure autogène, ou bien enduite d'un vernis résistant composé de :

Résine.	40 parties.
Gutta-percha	10 —
Huile de lin oxydée.	5 —

ou de

Poix de Bourgogne	150 parties.
Gutta-percha	25 —
Pierre-ponce.	75 —

Signalons aussi les cuves en papier durci. Les cuves doivent avoir une profondeur telle que les objets immergés n'atteignent que jusqu'à la moitié de la profondeur du liquide, pour éviter l'irrégularité des dépôts résultant de la différence de conductibilité du bain, au fond et à la partie supérieure.

On peut employer les anodes solubles et les anodes insolubles. Les anodes solubles sont en nickel pur, laminé ou fondu; les anodes insolubles sont en platine ou en charbon, mais de préférence en platine.

Avec les anodes insolubles, le nickel déposé est totalement emprunté au bain, de sorte que celui-ci devient acide; on est obligé de le neutraliser par du carbonate de nickel précipité délayé dans l'eau.

Les anodes solubles sont plus avantageuses que les anodes insolubles, car, avec elles, le travail électrique se borne à vaincre la simple résistance offerte par le bain.

Les anodes simplement fondues sont meilleures que les anodes laminées, parce que, dans ces dernières, le laminage ayant détruit la porosité, elles ne remplacent pas tout le métal emprunté par les cathodes, et cela peut amener quelques inconvénients indiqués pour les anodes insolubles.

Avec les anodes solubles, le bain finit par se troubler par suite de la formation d'une certaine quantité d'oxyde de nickel. On arrive à maintenir l'équilibre de neutralité des bains, en faisant usage tout à la fois d'anodes solubles et insolubles. On proportionne convenablement leur nombre par tâtonnement, en commençant avec deux anodes insolubles pour une soluble. En général, il faut 9 anodes insolubles pour 4 anodes solubles.

La résistance d'un circuit étant d'autant moins élevée que la surface des conducteurs et anodes est plus grande et que la distance entre ces dernières et les cathodes est plus petite, il s'ensuit que, pour se trouver dans d'excellentes

conditions, la surface des anodes devra être plus grande que celle des pièces à nickeler et le plus rapproché possible de celles-ci. Pour 100 litres de solution, on se trouvera bien d'employer 75 décimètres carrés de surface. Les pièces ne doivent pas être éloignées des anodes de plus de 8 à 10 centimètres. Lorsque les objets présentent des reliefs accentués ne permettant pas de se soumettre à cette condition, on dispose autour d'eux une série d'anodes reliées entre elles de manière à les envelopper complètement.

Des expériences récentes permettent de donner $\frac{125}{100}$ comme rapport des anodes aux surfaces à nickeler.

III. — CONDUITE DE L'OPÉRATION

Les pièces sont suspendues dans le bain au moyen de fils de cuivre et les anodes au moyen de fils ou crochets de platine. La figure 26 montre comment sont disposées les anodes et les pièces dans le bain. Ces dernières sont suspendues à des tringles reposant sur deux barres de cuivre disposées parallèlement sur les bords supérieurs de la cuve et en communication avec le conducteur négatif. Les tringles des anodes reposent sur des mêmes barres de cuivre parallèles aux premières et en communication avec le conducteur positif.

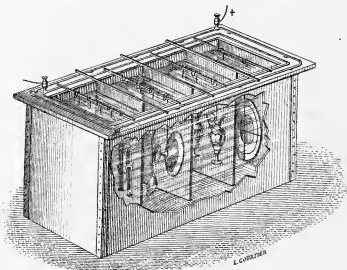


Fig. 26. — Cuve pour le nickelage.

Comme source d'électricité, on emploie des piles ou une machine dynamo. Les piles sont peu employées; en tout cas, la surface totale des objets suspendus dans le bain doit être approximativement égale à la surface des zincs des éléments employés.

Les dynamos sont des machines Gramme du type n° 2. Leur force électromotrice est de 6 volts à 800 tours et de 9 volts à 900 tours ; leur débit maximum est de 65 ampères. Les conducteurs doivent être en cuivre rosette et avoir la section la plus grande possible pour éviter la résistance. Pour un circuit de 20 mètres, ils doivent avoir 5 millimètres de diamètre.

Les bains neufs ne fonctionnent jamais bien, il faut les *affranchir*. Pour cela on y plonge une pièce de cuivre, à sacrifier, pendant vingt-quatre heures en faisant circuler le courant.

Malgré la neutralité du bain, si l'on n'y plongeait impunément les pièces à nickeler, elles perdraient leur poli, par suite d'une attaque plus ou moins forte du métal qui les compose. Pour éviter cette action, on n'a qu'à relier les pièces au circuit avant de les entrer ou à les glisser le long du support conduisant le courant négatif au moment où on les immerge, de manière à faire contact jusqu'à ce qu'elles soient fixées. A ce moment, le courant doit avoir une force électromotrice de 5 volts environ, pour que la pièce se recouvre vivement partout. On observe les objets et si l'on s'aperçoit que leur surface ne devient pas blanche uniformément, on les retire du bain pour les nettoyer dans les parties qui n'ont pas reçu le métal et on les remet au bain. Dès l'instant où toutes les pièces sont recouvertes, on diminue progressivement la force du courant jusqu'à 1 volt. Un trop faible courant donne un dépôt gris, terne ; au contraire, un courant trop fort donne un dépôt écailleux et noir, la pièce est dite *brûlée*.

Deval indique comme moyenne, pour un bain renfermant 10 grammes de nickel par litre, un dépôt de 1^{re},8 par heure et par décimètre carré.

La *couche normale* correspond au plaqué d'argent de $\frac{1}{40}$ d'épaisseur et est équivalente à 2 grammes de nickel par décimètre carré. Avec les piles, il faut compter deux heures environ pour le dépôt d'une couche moyenne et cinq heures pour avoir l'épaisseur normale. Avec une machine Gramme, on a un dépôt uni en un quart d'heure, une couche moyenne en une demi-heure et la couche normale en deux heures environ. Si l'on veut avoir un dépôt plus épais que la couche normale, on procède, comme cela se pratique dans les bains d'or, au trempé, par exemple, où on place des couches successives, en ayant soin de procéder chaque fois à un bain au bioxyde de mercure et à un lavage. Pour le nickel, on polit les pièces au maigre, on les lave et on les remet au bain dans les mêmes conditions que la première fois. De cette façon, on peut doubler, tripler la couche et faire de la galvanoplastie de nickel.

Pour donner un beau brillant aux pièces nickelées, on renverse le courant de façon à ce qu'elles se trouvent au pôle positif pendant quelques instants : elles subissent une légère attaque qui leur donne un très bel aspect.

IV. — FINISSAGE DES PIÈCES

Au sortir du bain de nickelage, les objets sont rincés à l'eau froide, lavés à l'eau chaude, égouttés et séchés dans de la sciure chaude. Les articles creux et ceux qui sont en fer, sont séchés à l'étuve. Les pièces de fer subissent quelquefois

un passage dans un bain d'huile chaude pour empêcher le développement de la rouille. Le nettoyage final se fait sur un tour avec des brosses circulaires, garnies de soies de cochon, animées d'une grande vitesse, avec de la bouillie de craie; puis sur des disques de feutre saupoudrés de chaux en poudre fine ou de rouge à polir; enfin on termine sur un disque de laine qui donne le brillant.

Dénickelage.—Lorsque le dépôt ne se trouve pas dans les conditions voulues, on peut enlever le nickel en immergeant les pièces pendant un temps plus ou moins long, suivant l'épaisseur du dépôt, dans le bain acide suivant :

Acide sulfurique.	1000 parties en volume.
Acide nitrique.	125 — —
Eau	125 — —
Azotate de potasse	1 — —

Ce mélange est placé dans un vase en grès sous une hotte douée d'un bon tirage. Après une immersion d'une demi-minute, on plonge les pièces dans l'eau bouillante, on les examine, et si elles ne sont pas suffisamment décapées, on leur fait subir une seconde immersion, puis une troisième si cela est nécessaire. On peut dénicker les pièces au bain électrolytique en les plaçant comme anodes. Lorsque tout le nickel a été enlevé, on recommence le nickelage comme la première fois.

Nickelage au trempé.—Le nickelage au trempé ne se pratique que pour des objets à bon marché, car la couche de nickel n'a que de l'apparence et ne possède aucune solidité.

On peut se servir d'un bain de sulfate de nickel ammoniacal dans lequel on plonge des objets avec des spirales de zinc. Il se produit une réaction interne qui détermine le dépôt du nickel.

M. Stolba indique de plonger les pièces pendant une heure dans un bain bouillant renfermant 10 p. 100 de chlorure de zinc et 5 p. 100 de sulfate de nickel. Dans ces conditions, le nickel se dépose en couche brillante. Pour avoir un dépôt plus fort, on n'a qu'à prolonger l'ébullition pendant plusieurs heures. Au sortir du bain, on lave à l'eau chaude, puis à l'eau froide, et finalement on frotte à la craie.

MÉTALLURGIE DU COBALT

LE COBALT ET SES MINERAIS

Le mot cobalt vient de *kobolus*, *kobolt*, dont l'origine historique est la même que celle du nickel. Il a été découvert par Brandt, chimiste suédois, en 1733.

Le cobalt est un métal blanc d'argent, avec un reflet grisâtre, malléable à chaud et à froid, ductile et très tenace. La ténacité du fer étant 1, celle du cobalt est 1,9; il est donc un tiers plus tenace que le nickel. Sa densité varie entre 8,5 et 8,7.

Il est magnétique, mais moins que le fer et le nickel; le pouvoir magnétique du fer étant 8, celui du cobalt est 3. Il perd cette qualité au rouge blanc et lorsqu'il contient de l'arsenic même en petite quantité.

Il fond comme le nickel entre 1.400 et 2.000 degrés.

Comme on le voit, ses propriétés se rapprochent beaucoup de celles du nickel; comme lui est inaltérable dans l'air sec, l'air humide le jaunit et les matières grasses l'oxydent facilement. Cependant, ses sels passent pour inoffensifs. Son équivalent est le même que celui du nickel.

Jusqu'à ces dernières années, le cobalt n'avait pas de métallurgie proprement dite; on n'en servait que pour fabriquer la couleur bleue connue sous le nom de *smalt*. Aujourd'hui le cobalt a reçu d'importantes applications métalliques, pour le cobaltisage, pour la fabrication de différents objets domestiques, tels que couverts, vaisselle, etc.; pour fabriquer des alliages spéciaux avec le fer, l'acier, le cuivre, etc.

La métallurgie du cobalt est intimement liée à celle du nickel, car dans l'une ou dans l'autre on a à traiter et séparer ces deux métaux.

Comme le nickel, le cobalt a acquis une plus grande importance depuis la découverte des minerais manganésifères de la Nouvelle-Calédonie et d'Espagne. Nous avons réuni dans le tableau suivant, d'après un intéressant mémoire de M. Capelle, les principaux minerais de cobalt avec leur pays d'origine.

Actuellement, le traitement de ces minerais est bien différent selon que l'on s'adresse aux minerais arsénicaux : *smaltine* et *cobaltine*, ou aux minerais oxydés comme celui de la Nouvelle-Calédonie. Nous ferons cette différence dans l'étude qui va suivre.

MINÉRAIS DE COBALT

DÉSIGNATION	SYNONYMES	COMPOSITION FONDAMENTALE	COULEUR	TENEUR EN COBALT P. 100.	PROVENANCE
Smalline.	Speiscobalt, cobalt arsénical.	Co As.	Gris d'acier.	28	Schneeberg. Freiberg. Anneberg. Johanneshinsthal. Riechelsdorf. Tunaberg. Allemont (Dauphiné). Tunaberg. Vena. Skutterud.
Cobaltine.	Cobalt gris, cobaltglanz.	Co ³ S ² As.	Etat métallique, gris rose.	35,5	Dashkessen (Caucase) Skutterud (Norvège).
Skutterudite.	Arséniure de cobalt.	Co ² As ³ .	Gris de fer.	20,7	"
Erythrine.	Erythrite, cobaltblüthe.	3 Co O, As O ³ + 8 H O.	Rouge, fleur de pêche.	20,0	"
Asbolane.	Cobalt oxydé noir.	Oxyde de cobalt avec manganèse.	Noir.	Variable.	"
Cobalt nickelifère.	Arséniates, avec	Co + Ni + Fe + As.	"	"	Schneeberg. Freiberg.
Cobalt argentifère.	Arséniates, avec	Argent métallique.	"	"	Schneeberg.
Cobalt bismuthifère.	"	"	"	"	Asturies.
Cuivre sulfuré cobaltique.	"	"	"	"	"
Sulfoarséniure.	De nickel, cuivre et cobalt.	Cobalt	"	"	Santander (Espagne).
Manganèse cobaltifère.	"	"	"	"	Santander (Espagne)
Minéral de cobalt.	"	Fer et manganèse avec cobalt et nickel.	Noir	"	"

CHAPITRE PREMIER

TRAITEMENT DES MINÉRAIS ARSÉNICAUX

Les principaux minerais arsénicaux de cobalt sont la *cobaltine* et la *smaltine*. La cobaltine possède la composition suivante :

	MOYENNE	MAXIMUM en cobalt	MINIMUM en cobalt
Cobalt.	28,90	39,0	18,5
Fer.	8,50	2,0	16,3
Arsenic.	42,30	34,7	43,0
Soufre.	20,04	21,7	19,1
	99,74	97,4	98,9

La *smaltine* est composée en moyenne de :

Cobalt.	25,0
Nickel.	5,4
Fer.	5,1
Arsenic.	64,5

Ces minerais sont traités différemment suivant que l'on veut préparer directement la couleur bleue appelée *smalt* ou l'oxyde de cobalt.

I. — FABRICATION DU SMALT

Méthode chinoise. — Nous donnons ici le texte d'une communication de M. Thas Ide Bowler, au *Chemical News* du 31 août 1888 (1), sur le traitement chinois des minerais de cobalt :

« Ayant eu l'occasion de visiter une verrerie chinoise à Canton, j'ai pu me procurer des spécimens de *lam-o-li-shek* (pierre de verre bleue), employée par ce peuple ingénieux pour colorer en bleu le verre et aussi pour colorer la porcelaine. Que je sache, les Chinois ne possèdent pas l'art de fabriquer du verre

(1) *Moniteur scientifique*, 1889.

incolore. Ils achètent le vieux verre cassé provenant de l'Amérique ou de l'Europe, qu'ils assortissent suivant la couleur et la qualité, et font fondre dans des pots de 0^m,67 de haut, de 0^m,40 de diamètre dans la partie la plus large, et de 0^m,41 de diamètre dans l'ouverture. Un ou deux de ces pots sont placés dans un petit fourneau rectangulaire de construction extrêmement primitive. Le combustible employé est l'anhracite, dont il faut 150 à 200 kilogrammes pour faire fondre le contenu d'un pot. Le tube à souffler est très large et court. Les moules sont faits d'argile avec du poussier, tandis qu'un tas de cendres et de paille sert de four pour fixer la peinture en apprêt.

« Quelque surprenant que puisse sembler ce fait, les ouvriers chinois arrivent à séparer à l'aide de leur petit appareil le cobalt d'avec le fer, le manganèse et le nickel, quand la proportion de cobalt contenu dans le minerai ne dépasse pas 2,40 p. 100.

« Le minerai brut est d'abord lavé avec soin, et chaque pièce est frottée avec une brosse pour séparer l'argile ferrugineuse qui y adhère. Il est ensuite séché et réduit en poudre. Celle-ci est moulue avec de l'eau dans un moulin à bras, une petite quantité de poudre étant de temps à autre introduite dans le moulin et entraînée par le courant d'eau.

« Le mélange s'écoule dans un récipient où, vers la fin de la journée, un ouvrier le renue avec soin et le laisse rasscoir pendant la nuit.

« Le lendemain, il soutire l'eau et enlève la portion supérieure de dépôt, qui contient la presque totalité des substances terreuses du minerai, la portion inférieure étant composée des parties constitutives, lourdes du minerai, les oxydes de fer, de manganèse, de nickel et de cobalt. Cette portion est retirée, mélangée avec une petite quantité de borax et introduite dans un pot avec un lot de verre cassé. Pendant les douze heures qui suivent le commencement de l'opération, la masse fondue est d'un noir verdâtre sale. Cette coloration fait graduellement place à un bleu clair qui possède plus ou moins la nuance d'améthyste due à l'oxyde de manganèse. Le fer et le nickel semblent avoir été presque entièrement désoxydés, car au bout de 36 à 40 heures de calcination, les couleurs communiquées par ces métaux sont à peine appréciables dans le verre. La portion inférieure du verre contenu dans le pot est rejetée comme n'ayant aucune valeur.

« Pour la peinture sur porcelaine, les Chinois frittent le même minerai avec du fedspath, du kaolin blanc et une grande quantité de borax. La fritte ainsi obtenue est moulue en une poudre très fine et employée ensuite pour peindre sur le biscuit, le mode d'opérer étant, à Canton, celui-ci :

« L'ouvrier prend le biscuit calciné et le couvre d'un enduit blanc de borax, de fedspath et d'argile, et, quand celui-ci est suffisamment sec, il peint sur lui, et cuit ensuite dans une seule et même opération l'émail et la couleur.

« Un échantillon du minerai a donné à l'analyse les résultats suivants :

Oxydes de fer.	35,00
Oxydes de manganèse.	13,10
Oxydes de nickel	3,50
Oxydes de cobalt	2,40
Gangue.. . . .	46,00

« La gangue était composée, pour la plus grande partie, de silice et de silicate d'alumine.

« Le minerai se rencontre au pied d'une chaîne de collines sablonneuses près de la ville de Msang-Sheng. La formation géologique est probablement le cambrien supérieur. »

Méthode saxonne. — Le verre bleu de cobalt, depuis longtemps connu en Chine, ne l'a été que vers 1540 en Europe. Un verrier nurembourgeois, du nom de Seluener, eut l'idée, à cette époque, de mettre dans son verre ce minerai réprouvé, qu'on appelait *kobolt*; il fut tout surpris d'en obtenir une magnifique coloration bleue. Le bruit s'en étant répandu, les Hollandais s'emparèrent de cette découverte et se mirent à fabriquer des verres bleus qu'ils vendaient tout pulvérisés pour la coloration du verre et la décoration des poteries.

Voici comment se fait actuellement la préparation du smalt en Saxe :

Le minerai est tout d'abord cassé, trié avec soin, puis boeardé et lavé; le produit obtenu prend le nom de *schlich*.

Le *schlich* est ensuite grillé dans un four à réverbère au-dessus duquel se trouvent disposées des chambres de condensation pour condenser les vapeurs d'acide, acide arsénieux produites pendant ce grillage. Le grillage doit être presque complet, si le minerai ne contient pas sensiblement de nickel; mais, si ce dernier s'y trouve en quantité un peu notable, on ne fait qu'un grillage de manière à ne pas oxyder le nickel qui doit rester en combinaison avec l'arsenic. Ce grillage se conduit comme nous l'avons expliqué pour les minerais arsenicaux de nickel; nous n'y reviendrons pas. Il dure dix à douze heures, au bout desquelles la masse est retirée du four, refroidie, réduite en poudre et passée au tamis de soie. Cette poudre porte le nom de *safr*. On dépense 30 stères de bois par 600 kilogrammes de *schlich* grillé et on recueille en moyenne 23 p. 100 d'acide arsénieux.

Le *schlich* est ensuite mélangé avec du sable et de la potasse dans des proportions variables suivant la nature du minerai de cobalt ou la qualité du produit que l'on veut obtenir. Pour fixer les idées, voici deux compositions employées pour obtenir : la première, une nuance commune, la seconde, une nuance pure d'azur :

I

Schlich ordinaire grillé	25
Mélange de schlich et de sable cobaltifère grillé	20
Sable	200
Eschel	35
Potasse	100

II

Schlich de première qualité	20
Sable	30
Eschel	20
Potasse	40

Une condition primordiale pour obtenir de bons résultats, est d'employer des matières pures.

Le schlich ne doit pas renfermer de l'oxyde de fer en quantité supérieure à 8 ou 10 p. 100, de l'oxyde de plomb, celui de bismuth, de l'alumine et ses silicates, de fluorure de calcium, du soufre et du nickel, tous ces corps altérant ou diminuant la nuance du produit final. Les acides de l'arsenic, du phosphore, de l'antimoine, de l'étain et le nitrate de potasse, au contraire, rendent le smalt plus beau. Les lots de schlich sont tous essayés en petit pour comparer la nuance qu'ils donnent avec des échantillons types de diverses teintes, qui sont toujours conservés comme points de comparaison.

Le sable employé doit être pur, c'est-à-dire ne renfermer ni fer, ni mica, ni talc, ni craie, etc., pour les raisons que nous venons de donner. Pour cela on se sert du quartz parfaitement blanc, que l'on porte au rouge afin de diminuer sa cohésion et faciliter sa pulvérisation qui a pour but de le réduire à l'état de sable très fin. Pour cette opération, on se sert d'un four tronc conique à section elliptique de 6 mètres de haut et mesurant à la base 3 mètres \times 1^m,30 et à la partie supérieure 4 mètres \times 2^m,20. Il repose sur une fosse carrée de 1 mètre de profondeur, que l'on remplit de bois jusqu'au niveau d'une porte latérale disposée pour la décharge du fourneau. Au-dessus du bois on forme une grosse voûte avec les gros morceaux de quartz et l'on charge par-dessus des morceaux de plus en plus petits jusqu'au gueulard. La charge d'un four est de 700 quintaux de quartz. Le feu dure trente-six heures et on consomme 80 stères de bois.

On se sert aussi des fours coulants tels que ceux employés pour la cuisson de la chaux.

Les morceaux imparfaitement calcinés, c'est-à-dire ceux qui sont restés transparents, sont repassés au four. Lorsque le quartz est pur, il doit être d'un beau blanc après sa calcination.

Après refroidissement, les morceaux sont concassés et portés au bocard à courant d'eau pour les réduire en sable fin. L'eau se rend dans des bassins dans lesquels le sable se dépose en différents numéros de finesse, le plus gros se séparant dans le premier, et le plus fin dans le dernier. Le bocardage terminé, on arrête le courant d'eau, on laisse déposer le sable une nuit dans chaque bassin, puis on fait écouler l'eau qui les remplit. Finalement on enlève le sable qu'on laisse égoutter et se dessécher spontanément à l'air, sur une surface dallée. Lorsqu'il est suffisamment sec, c'est-à-dire lorsqu'il se laisse facilement briser entre les doigts, on le charge par 1.000 kilogrammes à la fois sur la sole d'un four à réverbère, chauffé par la flamme qui sort du four dans lequel on fond le smalt; on le calcine ainsi pendant quatre heures au rouge brun. Après refroidissement, on le passe à travers des tamis de plus en plus fins.

La potasse que l'on emploie doit être également pure et exempte de sels de soude et de chaux.

Les schlichs sont divisés en schlichs riches et en schlichs communs. On recueille ainsi un schlich quartzeux cobaltifère, trop pauvre pour être traité seul, mais que l'on fait entrer dans la fabrication comme sable et schlich en même temps.

On mélange d'abord le schlich et le sable, puis on ajoute la potasse et on

introduit le tout dans des pots chauffés dans un four semblable à ceux en usage dans les cristalleries. Ces pots sont ouverts et mesurent 50 centimètres de hauteur, 50 centimètres de diamètre en haut, 38 centimètres de diamètre en bas et 5,5 centimètres d'épaisseur. Leur ouverture, disposée à leur niveau supérieur, a 25 centimètres de largeur et est fermée par une plaque de tôle au milieu de laquelle est pratiquée une ouverture carrée de 3 centimètres de côté. Chaque pot renferme 80 kilogrammes de mélange que l'on introduit au moyen d'une pelle en forme de gouttière à fond plat, de 63 centimètres de long sur 16 de large et de même profondeur, et garnie d'un long manche de fer.

Les creusets, avant d'être mis dans le four, doivent avoir été affranchis, c'est-à-dire portés au rouge blanc dans un four spécial, comme cela se pratique dans les cristalleries.

Après quatre ou cinq heures de chauffe, au rouge blanc, la matière est fondue et forme trois couches : une supérieure nommée *fiel de verre*, qui se compose de sulfate et d'arséniate de potasse et de chlorure de potassium ; une inférieure, le *speiss*, arsénure de cobalt et de nickel ; et une troisième, intermédiaire, qui constitue le *smalt*.

Avec des poches en fer, de 22 centimètres de diamètre et de 8 centimètres de profondeur, munies d'un manche en fer, qu'on fait chauffer, on enlève avec adresse la majeure partie du fiel ; après, on puise le verre et on le coule dans un bac plein d'eau froide qui l'étonne et le fait fendiller en tous sens. Lorsqu'on arrive à la fin de la couche de smalt, on prend des grenailles de speiss avec le verre, l'ouvrier les laisse déposer au fond de la poche avant de couler le verre. Le speiss qui reste au fond est versé dans une chaudière en fer ; on le traite pour en séparer le nickel et le cobalt, comme nous l'avons indiqué en parlant des minerais arsénicaux de nickel. Lorsque tous les pots sont vidés, on les recharge pour une nouvelle opération.

Le verre retiré de l'eau est égoutté et mis en dépôt jusqu'à ce qu'on le travaille. On le pulvérise sous des bocards pour l'amener à l'état de sable grossier que l'on porte au moulin. Celui-ci consiste en une meule gisante horizontale de 1^m,08 de diamètre et de 32 centimètres d'épaisseur, sur laquelle tournent deux pièces en forme de parallépipèdes, de 49 centimètres de longueur, 33 centimètres de largeur et de 27 centimètres d'épaisseur, maintenues dans le même axe par une pièce en fer qui les éloigne l'une de l'autre de 17 centimètres. Cette pièce de fer est percée d'un trou carré, livrant passage à un arbre vertical en fer reposant sur une crapaudine placée dans une cavité ménagée au centre de la meule fixe. Le tout est placé dans une caisse circulaire en bois, comme les meules à blé. On met 100 kilogrammes de matière bocardée humectée de 3 à 5 litres d'eau et on broie pendant quatre à cinq heures. Au bout de ce temps, on ajoute assez d'eau pour obtenir une bouillie très claire, on ouvre la bonde située au niveau supérieur de la meule gisante, et on envoie la masse dans de grandes cuves en bois au moyen d'une rigole mobile.

En 15 minutes le smalt le plus beau, le plus riche en cobalt, se dépose ; on le nomme *gros bleu*. Le liquide de la première cuve est décanté dans une

seconde où se dépose du smalt en poudre plus ténue, appelée *couleur*. Au bout de trois quarts d'heure, le liquide de la seconde est envoyé dans d'autres cuves où il est abandonné pendant un temps indéterminé et variable suivant le cas. Dans ces cuves se dépose l'*eschel*, poudre fine peu colorée. Lorsque l'*eschel* est déposé, on décante encore le liquide dans d'autres cuves dans lesquelles se dépose, au bout d'un temps assez long, l'*eschel de cuve*, que l'on emploie en mélange avec le minerai à fondre, en raison de la potasse qu'il contient. Nous venons d'indiquer le fractionnement du smalt en quatre qualités, mais ordinairement on le sépare en sept, huit et même dix qualités, par la même méthode, auxquelles on donne une marque spéciale en rapport avec leur teinte ou leur finesse.

Voici, à titre d'exemple, les principales sortes de smalts de Saxe que l'on rencontre dans le commerce; ils sont marqués de lettres se rapportant à la proportion de cobalt ou au grain :

H, smalt commun.

E, variétés *eschel*.

B, smalt de Bohême.

CF, couleur fondamentale.

FC, fine couleur.

FCB, fine couleur de Bohême.

FE, *eschel* fin.

MC, couleur moyenne.

MCB, couleur moyenne de Bohême.

ME, *eschel* moyen.

OC, couleur ordinaire.

OCB, couleur ordinaire de Bohême.

OE, *eschel* ordinaire.

Pour désigner du smalt qui contient plus de cobalt que F, on ajoute plusieurs F; c'est ainsi que FFFC a un prix plus élevé que FFC et celui-ci vaut plus que FC. Si, au contraire, le bleu contient plus de cobalt que OC, couleur ordinaire, on ajoute la marque en exposant par exemple OC², OC³, pour indiquer que le smalt contient moins de cobalt que la quantité ordinaire.

Chaque qualité de smalt est épurée par une série de trois lavages que l'on pratique de la manière suivante. Dans une caisse contenant de l'eau, on met 150 kilogrammes de smalt préalablement écrasé au moyen d'un rouleau de bois, et on le met en suspension en agitant le liquide avec une spatule. Les impuretés sont enlevées au moyen d'un tamis fin, qui laisse passer seulement l'azur. On laisse reposer vingt-quatre heures, on fait écouler l'eau dans un bassin de décantation où elle déposera l'*eschel* qu'elle tient encore en suspension. On remplace l'eau qui vient de s'écouler par de la nouvelle, on recommence l'agitation et ainsi de suite. Finalement le dépôt est étalé sur des tablettes de bois que l'on porte dans des séchoirs disposés comme ceux des fabriques de colle ou d'albumine.

La matière étant sèche, on l'écrase entre deux cylindres pour désagréger les

parties qui s'étaient agglomérées et on la blute. 100 parties de verre brut rendent 65 parties de smalt.

Le smalt ainsi préparé porte les noms suivants: *bleu d'azur*, *bleu de smalt*, *bleu de safre*, *bleu de Saxe*, *bleu d'émail*, *bleu de cobalt*, etc.

Le smalt est une couleur qui est employée en peinture, pour colorer les émaux, le verre, les poteries, pour azurer le papier et le linge, etc.

Voici la composition des smalts ordinairement employés :

	SMALT	NORVÉGIEN	ALLEMAND
	foncé.	eschel foncé.	pâle.
Silice	70,86	66,20	72,11
Oxyde de cobalt	6,49	6,75	1,95
Potasse	21,41	16,31	1,80
Alumine	0,43	8,64	20,04

Le smalt de première qualité, préparé dans de bonnes conditions, a une composition comme celles-ci :

	GROS BLEU	COULEUR
Silice.. . . .	72,21	70,11
Potasse	6,75	7,20
Oxyde de cobalt	20,54	21,58
Alumine.	0,22	0,11

Méthode française. — Dans la méthode française on combine directement l'oxyde de cobalt avec le quartz et la potasse. On arrive, de cette façon, à obtenir toutes les teintes désirables avec le maximum de rendement en couleur. Voici la composition des mélanges :

	I	II	III	IV	V
Quartz.	75	70	65	63	60
Potasse	2	3	5	7	10
Oxyde de cobalt.	20	26	30	30	30
Acides arsénieux	1	1	1	1	1

Le quartz est calciné et pulvérisé comme dans la méthode saxonne. Les matières sont ensuite mélangées intimement et fondues au creuset. L'opération est conduite et terminée comme ci-dessus, avec cette différence toutefois qu'il ne se produit pas de speiss.

Le smalt obtenu par ce procédé est très pur et moins altérable que celui obtenu directement du minerai.

II. — FABRICATION DE L'OXYDE DE COBALT

L'extraction de l'oxyde de cobalt des minerais arsénieux de cobalt se fait de la même manière que celle de l'oxyde de nickel de semblables minerais. On se reportera donc à ce que nous avons dit à ce sujet (p. 34); nous n'indiquerons ici que la marche générale. Le minerai trié est concassé en morceaux de 3 centimètres de diamètre. Il est grillé dans un four à réverbère disposé pour

recueillir l'acide arsénieux qui se dégage pendant cette opération. Quelquefois ce premier grillage s'effectue dans des fours spéciaux, disposés en vue de recueillir convenablement l'acide arsénieux dégagé (V. *Produits chimiques*, acide arsénieux).

Pendant ce premier grillage il se dégage 15 p. 100 d'arsenic du minerai.

Après refroidissement, on le concasse et on lui fait subir un second grillage au réverbère qui lui enlève 5 p. 100 d'arsenic. De sorte que 100 parties de minerai donnent 80 parties de minerai grillé.

Ces dernières années on a essayé le grillage à l'air comprimé dans des cornues coulantes.

Le minerai grillé est fondu dans un four à cuve avec 20 p. 100 de quartz. Le speiss obtenu est concassé, grillé et rôti à mort. On le grille ensuite en présence du nitrate de potasse.

Cependant il est plus avantageux de couler directement le speiss dans un convertisseur et de l'affiner au moyen d'un courant d'air. L'affinage au Bessemer s'applique aussi bien au cobalt qu'au nickel et dans les mêmes conditions.

Le speiss riche pulvérisé est attaqué par l'acide chlorhydrique. Dans la solution on fait passer un courant d'acide sulfhydrique pour séparer l'arsenic et le cuivre qui pourrait s'y trouver. Après filtration, la liqueur est oxydée soit au chlorure de chaux, soit à l'eau chlorée, pour faire passer le fer à l'état de perchlorure que l'on précipite ensuite par le carbonate de chaux. La solution séparée du fer est traitée par le chlore ou le chlorure de chaux pour peroxyder le cobalt qui est ensuite précipité par du carbonate de soude en quantité calculée. Le nickel est précipité du liquide clair par le même réactif. On arrive par cette méthode à une assez bonne séparation industrielle. Les oxydes de cobalt et de nickel sont lavés à grande eau et séchés au réverbère.

L'oxyde de cobalt ainsi obtenu présente la composition suivante :

Oxyde de cobalt.	96 p. 100
Oxyde de nickel.	3 —
Oxyde de fer	1 —

III. — EXTRACTION DU COBALT DES RÉSIDUS DE LA FABRICATION DU CHLORE

Les oxydes de manganèse qui servent à la préparation du chlore contiennent quelquefois du cobalt en assez grande quantité pour en permettre l'extraction. Voici, par exemple, la composition d'un oxyde de manganèse de la Dordogne :

Bioxyde de manganèse	58,0
Oxyde de fer, alumine.	12,8
Oxyde de cobalt	2,0
Baryte.	2,0
Oxyde de cuivre.	0,3
Eau hygrométrique	5,0
Eau combinée.	10,0
Résidu insoluble.	10,0
	<hr/> 100,0

Voici la manière de procéder pour retirer le cobalt d'un semblable mélange :

La solution acide qui a servi à préparer le chlore est traitée par le carbonate de chaux en poudre fine pour la neutraliser; on dose le fer et on le précipite totalement par le carbonate de chaux. Le liquide séparé du précipité au filtre-pressé, est acidulé par de l'acide chlorhydrique et traité par un courant d'acide sulfhydrique pour précipiter le cuivre. La liqueur est neutralisée par la chaux et on précipite le cobalt par le sulfure de calcium. Le sulfure de cobalt est recueilli sur le filtre-pressé; la liqueur renferme tout le manganèse à l'état de chlorure; on peut la traiter pour régénérer l'oxyde de manganèse par le procédé Weldon. Le sulfure de cobalt est lavé à l'eau légèrement chlorhydrique pour lui enlever le sulfure de manganèse qu'il peut contenir, on le sèche et on le grille à l'air pour le convertir en oxyde.

CHAPITRE II

TRAITEMENT DES MINÉRAIS DE LA NOUVELLE-CALÉDONIE

I. — MINÉRAIS

On ne connaît jusqu'ici que deux sortes de minerais de cobalt; toutes deux sont des oxydes manganésifères: l'une porte le nom de *truffe* parmi les mineurs et ressemble à ce champignon. L'autre sorte, la plus commune, est informe et sa richesse moyenne est de 5 p. 100 environ d'oxyde de cobalt.

Voici une analyse de M. E. Capelle qui donnera la composition moyenne du minerai calédonien :

Insoluble (contenant un peu de fer chromé)	4,593
Perte à la calcination	25,600
Peroxyde de fer	14,531
Alumine	27,549
Chaux	1,400
Magnésie	0,956
Oxyde de manganèse	13,658
Oxyde de cobalt	4,519
Oxyde de nickel	2,691
Oxygène en excès	4,313
	<hr/> 99,810
En cobalt métallique	3,558

D'autre part, M. Carnot, professeur de docimasia à l'École des mines de Paris, a analysé les minerais de *Koé* et de *Canala*, et a trouvé pour leur composition :

	DE KOÉ		DE CANALA	
	1	2	1	2
Silice	8,40	8,00	4,50	31,00
Alumine, oxyde de fer	18,40	39,00	39,00	40,60
Oxyde de manganèse	20,20	18,60	18,60	40,60
Oxyde de cobalt	21,10	8,70	14,50	10,60
Magnésie	6,20	2,40	traces	0,60
Perte par calcination	25,60	24,00	23,30	11,00
	<hr/> 99,90	<hr/> 99,80	<hr/> 99,60	<hr/> 99,80
En cobalt métallique	15,80	6,51	10,41	4,27

Il est probable que ces minerais devaient être soigneusement choisis, car il est rare de trouver une richesse de 10 à 15 p. 100 de cobalt; on ne peut guère compter que sur une moyenne de 5 p. 100. Ce qui nous étonne dans les analyses de M. Carnot, c'est la non indication du nickel qui existe toujours dans les minerais de la Nouvelle-Calédonie.

Dans une analyse personnelle, nous avons trouvé les proportions suivantes des constituants de ces minerais :

	I	II
Perte par calcination	25,415	25,120
Alumine et oxyde de fer	41,122	38,920
Chaux et magnésie.	2,111	0,800
Oxyde de manganèse.	15,311	20,190
Oxyde de cobalt	4,502	5,135
Oxyde de nickel	2,144	3,155
Silice.	8,712	6,545
	99,316	99,865

Plusieurs procédés ont été proposés pour traiter ces minerais; nous allons les passer en revue.

II. — PROCÉDÉ CARNOT

Dans un rapport, en date du 14 août 1880 (1), M. Carnot conseille de traiter les minerais de la Nouvelle-Calédonie de la manière suivante :

Le minerai doit être tout d'abord calciné dans un four coulant ou dans un four à réverbère, pour rendre l'argile et l'oxyde de fer plus résistants aux acides, tandis que les oxydes de manganèse et de cobalt restent assez facilement attaquables; cette calcination fait perdre un cinquième à un quart du poids du minerai. La masse grillée, grossièrement pulvérisée, est traitée par son poids d'acide chlorhydrique, ce qui correspond à 75 ou 80 litres p. 100 kilogrammes de minerai primitif. L'attaque peut se faire dans des cuves en grès ou dans des bassins doublés de feuilles de plomb; elle se manifeste aussitôt l'acide mélangé à la poudre, et il se produit en même temps un dégagement de chaleur et de chlore. La masse doit être maintenue pendant quelques instants à la température de 75 degrés, puis on la délaie dans une assez grande quantité d'eau froide, en brassant le mélange avec des ringards en bois. Le liquide est amené à neutralité par des additions successives de carbonate de chaux pulvérisé, jusqu'à ce qu'il ne se produise plus d'effervescence. On laisse reposer quelques instants, on soutire le liquide que l'on filtre sur des toiles; on remet de l'eau sur le résidu, et l'on brasse de nouveau pour laver le minerai et enlever tout le sel de cobalt en dissolution.

La partie insoluble se compose principalement de gangues siliceuses et argileuses; de l'oxyde de fer anhydre avec un peu d'oxyde de manganèse, qui n'ont pas été attaqués; de l'oxyde de fer hydraté précipité par le calcaire, et enfin de l'excès de calcaire qui a pu être employé. Elle pourrait sans doute, dans cer-

(1) *Moniteur de la Nouvelle-Calédonie*, du 8 novembre 1880.

taines conditions, être utilisée dans les hauts fourneaux comme minéral de fer manganésifère.

Le liquide filtré ne renferme plus de fer, il est fortement coloré en rose et contient la presque totalité du cobalt avec la majeure partie du manganèse. En y versant un lait de chaux par petites quantités, mêlant chaque fois le liquide et laissant reposer, on peut arriver à séparer presque complètement le cobalt, qui se précipite le premier, du manganèse dont la précipitation n'a lieu que plus tard.

On peut se régler sur les observations suivantes :

1° Le premier dépôt contenant le cobalt est d'un vert bleuâtre ; tous les deux deviennent presque noirs sur un filtre, par suite d'une peroxydation au contact de l'air.

2° La liqueur surnageante perd sa vive coloration rose au fur et à mesure qu'elle renferme moins de cobalt et reste enfin à peine colorée par le manganèse seul.

3° On peut suivre le progrès de la précipitation du cobalt au moyen d'un morceau de papier à filtrer, trempé dans la dissolution claire, puis séché à l'étuve ou devant le feu ; il prend une coloration bleue aussi longtemps qu'il reste une quantité tant soit peu importante de cobalt dans la liqueur.

4° On peut enfin constater la disparition totale du cobalt en prenant un peu de la liqueur claire et versant quelques gouttes de sulfhydrate d'ammoniaque. Il se fait un précipité qui est noir, ou au moins gris, aussi longtemps qu'il reste tant soit peu de cobalt, et qui devient rosé quand la liqueur ne renferme plus que du manganèse.

Lorsque tout le cobalt a été précipité, on décanse et on filtre sur une toile.

Le dépôt d'oxyde de cobalt est presque pur si l'opération a été bien conduite. On peut lui enlever les dernières traces d'oxyde de manganèse en le fondant avec de la soude et du nitrate de soude ; le produit de la fusion est repris par l'eau qui dissout le manganate de soude avec l'excès de soude et de nitrate ; on obtient ainsi de l'oxyde de cobalt pur tel qu'il le faut pour la fabrication du bleu de cobalt.

La dissolution d'où l'on a précipité le cobalt est traitée par une nouvelle quantité de chaux qui précipite tout l'oxyde de manganèse dont on peut tirer parti, soit dans l'industrie métallurgique du fer et de l'acier, soit dans la fabrication du chlore.

Ce procédé n'a pas donné les résultats attendus, car la séparation du cobalt et du nickel et du manganèse, au moyen de la chaux, ne se fait pas aussi facilement que l'a indiqué M. Carnot.

III. — PROCÉDÉ READMAN

En 1882, M. Readman, en Angleterre, prit un brevet pour le traitement des minerais de cobalt et de nickel par l'acide sulfurique et le sulfate de soude.

Le minéral, réduit en poudre aussi fine que possible, est mélangé avec du sulfate de soude anhydre dans la proportion de 8½ parties de sulfate p. 100 de mi-

nerai, puis on ajoute 65 parties d'acide sulfurique, c'est-à-dire la quantité nécessaire pour convertir le sulfate de soude en bisulfate. La masse est fondue dans un fourneau à sole et bien remuée avec des ringards en fer pour chasser l'eau et l'acide sulfurique en excès. On chauffe jusqu'à ce que le cobalt, le nickel et le manganèse soient transformés en sulfate, c'est-à-dire solubilisés, ce dont on s'assure en prenant un essai. On neutralise l'acide sulfurique en ajoutant au produit fondu, soit du calcaire, soit de l'alumine hydratée, ou encore de la bauxite, toutes ces substances réduites en poudre fine; on chauffe encore la masse pendant quelque temps, on la retire du fourneau, puis elle est mise en morceaux. Ceux-ci sont lessivés méthodiquement avec de l'eau chaude pour dissoudre les sulfates de soude, de cobalt, de nickel, de manganèse et des traces de sulfate de fer.

Le liquide clair est additionné de sulfure de sodium qui précipite tout le cobalt et tout le nickel, et une petite quantité de manganèse à l'état de sulfures. On juge que tout le cobalt et tout le nickel sont précipités lorsqu'en ajoutant à la liqueur claire du sulfure de sodium, on n'a plus qu'un précipité blanc jaunâtre.

Les sulfures sont séparés par filtration, et la liqueur évaporée pour récupérer le sulfate de soude que l'on fait cristalliser. Les eaux mères de ces cristaux contiennent presque tout le manganèse que l'on sépare de la manière suivante. Les eaux mères sont évaporées à sec, et le résidu mêlé avec la moitié de son poids de sciure de bois ou de charbon. Le mélange est chauffé dans des moufles jusqu'à ce que tout l'oxyde de carbone ait cessé de se dégager; on laisse ensuite la matière se refroidir à l'abri de l'air. On la lessive méthodiquement à l'eau chaude, pour dissoudre le sulfure de sodium formé, qui sert à précipiter une nouvelle quantité de cobalt et de nickel. Le résidu est constitué par du sulfure de manganèse, que l'on convertit en oxyde en le faisant griller dans un four convenable.

On sépare ensuite le nickel et le cobalt par les procédés ordinaires.

Dans ce procédé, le bisulfate de soude n'agit que par l'acide sulfurique en excès de sulfate neutre. On simplifierait en traitant simplement le minerai en poudre par 75 à 80 p. 100 d'acide sulfurique, et continuant comme il est dit.

IV. — PROCÉDÉ CLARKE

M. Clarke, de Glasgow, traite le minerai de cobalt par le protochlorure de fer. Ainsi, avec un minerai renfermant 26 p. 100 d'oxyde de manganèse, 3 p. 100 d'oxyde de cobalt et 1 p. 100 d'oxyde de nickel, on mêle 100 parties de minerai avec 215 parties du protochlorure de fer (correspondant à 60 p. 100 de fer métal) et assez d'eau pour faire une bouillie très claire. On fait bouillir jusqu'à siccité, et la masse est mise dans un four à réverbère et calcinée à la température de 350 à 370 degrés. L'acide du protochlorure de fer se porte en partie sur le minerai, et le fer passe à l'état d'oxyde sans décomposer les chlorures de cobalt, nickel et manganèse. On arrête la chauffe aussitôt que l'excès d'acide chlorhydrique cesse d'être éliminé; cet excès d'acide est condensé dans l'eau.

La masse concassée en morceaux est lessivée à l'eau bouillante pour dissoudre les chlorures de cobalt, de nickel et de manganèse.

La dissolution est traitée par du sulfure de calcium en quantité suffisante pour précipiter le nickel et le cobalt sans toucher au manganèse. S'il y avait du fer ou de l'alumine dans la solution, ils devraient être précipités par du carbonate de chaux ou de la dolomie et séparés avant de chauffer la solution. Après la séparation des sulfures de cobalt et de nickel, on ajoute de la solution de sulfure de calcium pour précipiter le manganèse, qui peut être converti en oxyde supérieur par des procédés connus.

Dans le procédé Clarke, nous ne voyons pas pourquoi on calcine le minerai avec le protochlorure de fer, la simple ébullition est bien préférable, car elle permet d'économiser un bon tiers de perchlorure de fer.

V. — PROCÉDÉ DICKSON ET RATTE

Ce procédé a été breveté en France le 5 septembre 1885. MM. Dixon et Ratte effectuent la dissolution du cobalt, du nickel et du manganèse au moyen de l'acide sulfureux seul ou associé avec tout autre acide à bas prix, l'acide azotique excepté, formant les sels solubles de ces métaux.

Le manganèse, le nickel et le cobalt se dissolvent, tandis que le fer demeure isolé à l'état d'oxyde.

MM. Dixon et Ratte se servent de l'appareil suivant :

1° Un brûleur de soufre ou four à pyrites (tel que celui employé dans la fabrication de l'acide sulfurique) pour produire l'acide sulfureux, par la combustion du soufre des pyrites, qui est amené par un tuyau, au saturateur.

2° Un saturateur composé d'une batterie de cinq cuves mesurant 1^m,85 de long sur 1^m,25 de large et 1^m,85 de profondeur. Ces cuves sont en bois ou en fer et doublées de plomb; leur fond a une section transversale mi-circulaire et est garni de tuiles réfractaires saturées à chaud de goudron, pour prévenir l'abrasion du plomb par le frottement du minerai. Chaque cuve est munie d'un agitateur rotatif en bois dur mù par une courroie et de vannes de vidange pour l'enlèvement de la solution et du résidu. Enfin, les cuves sont reliées entre elles par des tuyaux; la première communique avec le brûleur de soufre et la dernière avec la tour.

3° Une tour construite en pierre, ou en ardoise, ou en bois doublé de plomb, chargée de minerai grossièrement concassé, maintenu humide par un courant d'eau ou une solution étendue de manganèse et de cobalt, pour absorber les dernières traces d'acide sulfureux qui ont dépassé les cuves de réaction. La tour est reliée à une cheminée ou un carneau muni d'une soufflerie à vapeur.

4° Une cuve de dépôt.

5° Un lit filtrant rempli de minerai grossièrement broyé.

Voici maintenant comment se conduit une opération :

Le minerai est finement broyé et délayé dans de l'eau chauffée à 50 degrés, de manière à avoir une bouillie claire, dont on charge les cuves jusqu'à la

moitié de leur profondeur par une ouverture, pratiquée dans le couvercle, qui est ensuite fermée. On met les agitateurs en marche et on fait passer le courant de gaz acide sulfureux, qui est rapidement absorbé. La chaleur développée par la réaction est suffisante pour maintenir la température pendant toute la durée de l'opération, dont l'achèvement se reconnaît quand un échantillon tiré de la première cuve ne présente aucune parcelle noire et dégage une odeur d'acide sulfureux. Le contenu de la première cuve est alors écoulé dans la cuve de dépôt, dans laquelle l'oxyde de fer et les autres impuretés tombent au fond. La première cuve est alors chargée de nouveau et l'opération se continue comme auparavant. Les autres cuves deviennent saturées à leur tour, de sorte que l'opération est presque continue.

Le liquide clair de la cuve de dépôt est filtré sur un lit de minerai broyé, qui retient les impuretés en suspension, enlève l'acide sulfureux en excès et précipite toutes traces de fer qui pourraient exister.

De cette solution, le nickel et le cobalt sont précipités à l'état de sulfures au moyen du sulfure de sodium. Dans le liquide filtré, on récupère le manganèse à l'état de sulfate par simple évaporation et cristallisation.

Au lieu d'employer de l'eau claire pour faire la boue de minerai, il est avantageux de se servir d'eau additionnée de 3 p. 100 d'acide sulfurique.

VI. — PROCÉDÉ HERRENSCHMIDT

Premier procédé. — M. Herrenschmidt a proposé tout d'abord de réduire le minerai en poudre impalpable et de le faire bouillir avec du sulfate de protoxyde de fer en dissolution ou n'importe quel autre produit pouvant donner du sulfate de protoxyde de fer avec l'oxyde de fer contenu dans le minerai.

Par ce procédé, les oxydes de cobalt, de nickel et de manganèse sont transformés par le sulfate de fer en sulfates de cobalt, de nickel et de manganèse, tandis que le fer prend la place de ces oxydes et reste dans le résidu. Ce procédé a été breveté en Australie en 1882.

Second procédé. — Le minerai est traité par l'acide chlorhydrique pour transformer tous les métaux en chlorures. La liqueur contenant du perchlorure de fer est protoxydée en la passant à travers des rognures de fer métallique, et elle sert à mettre en dissolution une nouvelle quantité de minerai.

Troisième procédé. — Ce nouveau procédé, breveté le 14 janvier 1888, comprend six opérations :

1° On met en dissolution par l'acide chlorhydrique, sulfurique ou sulfureux : le nickel, le cobalt, le manganèse, le fer et l'alumine contenu dans une partie du minerai qu'on se propose de traiter.

2° Avec la dissolution obtenue dans l'opération précédente on peut opérer de deux manières différentes :

a, soit qu'on précipite le nickel et le cobalt avec un sulfure soluble et qu'on emploie après filtration la liqueur dans la troisième opération.

b, soit qu'on transforme les perchlorures ou sulfates de peroxydes en protocsels et qu'on emploie aussi cette liqueur dans la troisième opération.

3° On fait bouillir ou on met en contact sans faire bouillir, les liqueurs obtenues dans la deuxième opération avec une nouvelle quantité de minerai et on filtre le mélange.

4° Dans la liqueur filtrée précédente, on sépare le manganèse du nickel et du cobalt. Pour cela, on opère, selon les circonstances, par l'une ou l'autre des deux manières suivantes :

a, on précipite le manganèse avec du chlorure et du carbonate de chaux si les métaux sont à l'état de chlorures, ou bien avec du chlorure et du carbonate de soude, s'ils sont à l'état de sulfates.

b, ou encore on précipite le nickel et le cobalt, avec une partie du manganèse, par un sulfure soluble et on reprend le précipité par un acide, ou mieux par de la liqueur obtenue dans la première opération.

N. — La sulfuration des métaux à extraire peut encore se faire en soumettant le minerai finement pulvérisé à l'hydrogène sulfuré, comme par exemple dans l'épuration du gaz de l'éclairage.

Ou bien en frittant ensemble le minerai naturel avec du sulfate de fer et du charbon (dans ce cas on peut lessiver la masse frittée et extraire de ce fait de l'alumine et de la soude).

Les sulfures lessivés ainsi obtenus, sont traités par de l'acide ou par des liqueurs obtenues dans la première opération.

5° On transforme les sulfures obtenus dans l'opération précédente en sulfates; pour cela, on les chauffe au rouge dans un courant d'air, où, après être séchés, on les enflamme à l'air.

6° Les sulfates obtenus par le grillage dans l'opération précédente sont dissous dans l'eau, et la liqueur est filtrée. On sépare le cobalt de plusieurs manières, soit par de la soude caustique et du chlorure de soude, soit par le peroxyde de nickel, soit par du carbonate de soude et de l'eau de chlore. Ou bien on précipite le cobalt et le nickel par du carbonate de soude et après une calcination oxydante, la masse est traitée par un acide faible, puis par l'eau qui enlève le nickel, pour ne laisser que le cobalt.

Dans le cas où on emploie le premier mode de la deuxième opération, on peut séparer le cobalt du nickel, soit par la chaux et le chlorure de chaux, soit par la soude et le chlorure de soude, soit par le peroxyde de nickel, soit en précipitant les deux métaux par la chaux ou la soude, les oxydant par calcination et les traitant par de l'acide faible, comme ci-dessus.

VII. — PROCÉDÉ PAR LA VOIE SÈCHE

Les procédés par la voie sèche n'ont guère réussi pour le cobalt, en raison de l'énorme quantité d'oxyde de manganèse contenu dans le minerai. Ils sont, du reste, les mêmes que pour les minerais oxydés de nickel, ce qui nous dispensera d'une description particulière. A notre avis, la meilleure manière de procéder serait la suivante : le minerai pulvérisé serait mélangé avec du carbonate

de chaux, du sulfate de chaux et du quartz mis en brique et passé au haut fourneau. La matte serait affinée au convertisseur et électrolysée dans une solution de sulfate double de cobalt et d'ammoniaque. On obtiendrait de la sorte un alliage de cobalt et de nickel que l'on pourrait employer tel quel ou traiter pour la séparation des deux métaux par les méthodes que nous avons décrites plusieurs fois.

CHAPITRE III

COBALT MÉTALLIQUE ET SES ALLIAGES

La réduction de l'oxyde de cobalt en cobalt métallique se fait identiquement comme celle de l'oxyde de nickel. La fusion et la malléabilisation se font aussi de même. Le magnésium et l'aluminium le rendent très malléable.

Allié aux métaux, il donne des alliages semblables à ceux que donne le nickel. Tout ce que nous avons dit à ce sujet à propos de ce métal s'applique au cobalt. Allié au fer, il donne le *ferro-cobalt*, employé pour la confection des pièces pour machines; introduit en petite quantité dans la fonte, il en améliore les qualités; additionné à l'acier, il donne un métal d'une grande résistance.

Mélangé au cuivre, il donne le bronze de cobalt, blanc, sonore et résistant. Le *bronze soleil*, que nous avons préparé dans un but spécial, est composé de :

	I	II
Cobalt.	60	40
Aluminium	10	10
Cuivre.	30	50

C'est un métal blanc, très ductile et peu altérable.

La *métalline* est un alliage préparé par nous et composé de :

Cobalt.	35
Aluminium	25
Fer.	10
Cuivre	30

Signalons l'alliage cobalt-nickel, constitué avec :

Cobalt	60
Nickel.	40

C'est un métal qui ne tient ni du nickel ni du cobalt; il est beaucoup plus blanc que ses deux composants et se rapproche de l'argent par sa blancheur.

Enfin, le maillechort au cobalt, dit *cobaltine*, est formé de :

Cobalt	20
Cuivre	60
Zinc	15
Étain	5

On a aussi recommandé la formule suivante :

Cobalt	13
Cuivre.	50
Zinc.	20
Ferro-aluminium.	15

COBALTISAGE

Comme le nickel le cobalt s'emploie pour recouvrir les objets d'une couche préservatrice brillante. Les mêmes procédés et les mêmes bains indiqués au nickelage s'appliquent au cobaltisage. Nous ne donnerons ici que les formules de quelques bains spéciaux.

I

<i>a</i> {	Cyanure de potassium.	10 grammes.
	Eau	100 —
<i>b</i> {	Chlorure de cobalt	20 —
	Eau	200 —
<i>c</i> {	Hyposulfite de soude	100 —
	Eau	700 —

On prépare séparément les trois solutions *a*, *b*, *c*; on verse ensuite la solution *a* dans la solution *b*; il se forme un précipité de cyanure de cobalt, que l'on recueille sur un filtre et que l'on dissout dans la liqueur *c*.

Ce bain s'emploie presque à l'ébullition.

II

Un autre bain qui s'emploie dans certains cas est composé de :

Eau.	1000 grammes.
Chlorure de cobalt.	20 —
Sulfocyanure de potassium.	10 —

III

Nous avons obtenu d'excellents dépôts avec le bain suivant :

Eau	10 litres.
Fluosilicate de cobalt.	500 grammes.
Fluosilicate d'ammoniaque.	500 —
Citrate d'ammoniaque.	100 —

TABLE DES MATIÈRES

MÉTALLURGIE DU NICKEL

	Pages.
<i>Le nickel et ses propriétés</i>	1
CHAPITRE PREMIER	
LES MINÉRAIS DE NICKEL	3
I. <i>Minerais arsenicaux</i>	3
II. <i>Minerais sulfurés</i>	7
III. <i>Minerais oxydés</i>	8
CHAPITRE II	
EXTRACTION DU NICKEL DES MINÉRAIS SULFURÉS	13
Théorie de l'opération	13
I. <i>Préparation des minerais</i>	14
II. <i>Concentration des minerais à l'état de matte</i>	17
1. Premier procédé	17
2. Second procédé	21
III. <i>Concentration des minerais dans le convertisseur</i>	22
1. Procédé Scott	23
2. Procédé Manhès	25
IV. <i>Extraction de l'oxyde de nickel des mattes concentrées</i>	31
1. Traitement des mattes ordinaires	31
2. Traitement des mattes Bessemer	33
CHAPITRE III	
EXTRACTION DU NICKEL DES MINÉRAIS ARSENICAUX	34
I. <i>Concentration des minerais à l'état de speiss</i>	34
1. Concentration par grillages	34
2. Concentration au convertisseur	39
II. <i>Extraction de l'oxyde de nickel des speiss</i>	40
III. <i>Traitement des minerais complexes</i>	41

CHAPITRE IV

	Pages.
EXTRACTION DU NICKEL DES MINÉRAIS OXYDÉS	42
I. <i>Traitement par la voie sèche</i>	42
1. Réduction partielle du minéral	42
2. Réduction totale du minéral	43
II. <i>Traitement par la voie mixte</i>	46
1. Réduction par les sulfures	46
2. Procédé à l'acide sulfurique	50
III. <i>Traitement par la voie humide</i>	51
1. Procédé à l'acide chlorhydrique	51
2. Procédé Malbec	52
3. Procédé à l'acide sulfureux	52
4. Procédé au protochlorure de fer	53

CHAPITRE V

PRÉPARATION DU NICKEL MÉTALLIQUE	54
I. <i>Préparation des cubes de nickel</i>	54
1. Réduction par le carbone	54
2. Réduction par l'hydrogène	58
II. <i>Extraction du nickel par voie électrolytique</i>	58
III. <i>Nickel malléable</i>	59
Fabrication des fils de nickel	62
Creusets de nickel pour laboratoires	63
Plaqué de nickel	64

CHAPITRE VI

ALLIAGES DE NICKEL	65
I. <i>Maillechorts</i>	65
II. <i>Alliages de fer et de nickel</i>	71
III. <i>Bronzes de nickel</i>	73
IV. <i>Alliages divers</i>	74

CHAPITRE VII

NICKELAGE	76
I. <i>Préparation des pièces</i>	76
II. <i>Mise au bain</i>	79
III. <i>Conduite de l'opération</i>	83
IV. <i>Finissage des pièces</i>	84

MÉTALLURGIE DU COBALT

<i>Le cobalt et ses minerais</i>	87
--	----

CHAPITRE PREMIER

TRAITEMENT DES MINÉRAIS ARSENICAUX	89
I. <i>Fabrication du smalt</i>	89
II. <i>Fabrication de l'oxyde de cobalt</i>	95
III. <i>Extraction du cobalt des résidus de la fabrication du chlore</i>	96

CHAPITRE II

	Pages.
TRAITEMENT DES MINÉRAIS DE LA NOUVELLE-CALÉDONIE	98
I. <i>Minerais</i>	98
II. <i>Procédé Carnot</i>	99
III. <i>Procédé Readman</i>	100
IV. <i>Procédé Clarke</i>	101
V. <i>Procédés Dixon et Ratte</i>	102
VI. <i>Procédé Herrenschildt</i>	103
VII. <i>Procédé par la voie sèche</i>	104

CHAPITRE III

COBALT MÉTALLIQUE ET SES ALLIAGES.	106
<i>Cobaltisage</i>	107